QINGXIE ZHONGHOU KUANGTI
SUNSHI PINHUA KONGZHI LILUN YU SHIJIAN

倾斜中厚矿体
损失贫化控制理论与实践

周宗红　编著

冶　金　工　业　出　版　社
Metallurgical Industry Press

QINGXIE ZHONGHOU KUANGTI
SUNSHI PINHUA KONGZHI LILUN YU SHIJIAN



ISBN 978-7-5024-5703-7

9 787502 457037 >

定价23.00元

销售分类建议:地质·采选

倾斜中厚矿体损失贫化控制理论与实践

周宗红　编著

北　京
冶 金 工 业 出 版 社
2011

内 容 提 要

本书针对倾斜中厚矿体应用无底柱分段崩落法存在损失贫化大的问题，详细介绍了倾斜中厚矿体损失贫化控制方面的理论与实践，主要包括倾斜中厚矿体损失贫化规律及控制方法、端部放矿散体流动规律与采场结构参数优选、夏甸金矿倾斜中厚矿体开采方案研究、垂直矿柱的变形移动和破坏规律、复杂中厚矿体落矿方法试验、卸压开采机理及应用、岩体冒落规律及控制、无底柱分段崩落法在矿山的试验应用。

本书适合采矿、安全专业的工程技术和管理人员及高等院校相关专业的师生阅读和参考。

图书在版编目（CIP）数据

倾斜中厚矿体损失贫化控制理论与实践/周宗红编著.
—北京：冶金工业出版社，2011.8
ISBN 978-7-5024-5703-7

Ⅰ.①倾… Ⅱ.①周… Ⅲ.①采矿贫损—控制
Ⅳ.①TD8

中国版本图书馆 CIP 数据核字（2011）第 164584 号

出 版 人 曹胜利
地 址 北京北河沿大街嵩祝院北巷 39 号，邮编 100009
电 话 (010)64027926 电子信箱 yjcbs@cnmip.com.cn
责任编辑 杨秋奎 美术编辑 彭子赫 版式设计 葛新霞
责任校对 卿文春 责任印制 张祺鑫
ISBN 978-7-5024-5703-7
北京百善印刷厂印刷；冶金工业出版社发行；各地新华书店经销
2011 年 8 月第 1 版，2011 年 8 月第 1 次印刷
850mm×1168mm 1/32；6.375 印张；167 千字；188 页
23.00 元

冶金工业出版社发行部 电话：(010)64044283 传真：(010)64027893
冶金书店 地址：北京东四西大街 46 号(100010) 电话：(010)65289081(兼传真)

（本书如有印装质量问题，本社发行部负责退换）

前　言

倾斜中厚矿体在国内外地下金属、非金属矿山占有很大的比例。随着开采技术条件复杂矿床的开采、开采深度的增加和国民经济对矿石需求量的增大，越来越需要开发安全高效的采矿方法。在采矿方法理论研究与矿山生产实践中，针对倾斜中厚矿体高效开采领域进行了许多研究，但一直忽略了无底柱分段崩落法，使这一安全高效的采矿方法在倾斜中厚矿体应用得较少。究其原因，主要是无底柱分段崩落法开采倾斜中厚矿体的工艺技术没有得到合理解决，传统工艺技术的矿石损失贫化较大，从而限制了无底柱分段崩落法的应用。近年来，随着低品位、矿岩松软破碎难采矿床的开采及开采深度、地压增大，开采技术条件复杂而不能使用空场法或充填法，急需开发适宜的采矿方法。因此，改进无底柱分段崩落法，保证倾斜中厚矿体安全高效开采是亟待研究解决的课题。

本书以夏甸金矿Ⅶ号矿体为研究对象，通过理论分析、相似材料模拟试验、数值模拟和现场工业试验，系统研究了散体移动规律、采场地压活动规律和矿岩冒落规律，改进和试验应用低贫损分段崩落法工艺技术。

本书在研究散体流动规律与无底柱分段崩落法低贫损开采模式的基础上，针对夏甸金矿倾斜中厚矿体的条件，进一步改进了无底柱分段崩落法的采场结构与落矿、放矿方式。研究应用自落顶、设置回收进路与保持三个分段回采的采场结构，适应倾斜中厚矿体铅直厚度较小的特点；应用数值模拟方法，研究了岩体变形、移动和破坏规律，揭示了诱导空区顶板冒落的机理；用中深孔与浅孔两种落矿方法，解决矿

体边界多变条件下的洁净落矿技术；用两种放矿方式（回收进路截止品位放矿、其他进路按放出量控制放出）控制矿石损失贫化率，由此形成了适应倾斜中厚矿体开采条件的无底柱分段崩落法新方案。新方案在夏甸金矿得到了实际应用。

夏甸金矿Ⅶ号矿体为一典型的岩金矿床，矿岩节理裂隙发育，矿体埋藏深、倾斜中厚。原来采用干式充填法开采，在生产中存在着安全条件差、生产效率低和矿石损失大等诸多问题。应用改进的无底柱分段崩落法新方案，针对Ⅶ号中厚矿体的具体条件，解决了安全高效开采的工艺、技术问题：针对矿岩硬度与稳固性特点，研究了采动地压控制方法；针对夏甸金矿散体移动规律与矿岩容易冒落的特性，提出了诱导顶板围岩冒落形成覆盖层的方法；根据矿体产状，提出了根据上分段矿体边界设置回收进路的方法。由此，形成了小结构参数和组合式落矿、放矿方式的无底柱分段崩落实用新方案。该方案在夏甸金矿实施几年来，避免了矿山常年发生的采场安全事故，提高了采场生产能力，创造了巨大的经济效益，取得了良好的应用效果。

在夏甸金矿的实际应用表明，由诱导冒落、设回收进路、不小于三分段回收的采场结构与组合式落矿、放矿方式构成的无底柱分段崩落新方案，可成为一种高回采率、高效率、低贫化率的倾斜中厚矿体采矿方法。本书研究成果，拓宽了无底柱分段崩落法的应用范围，在国内外金属矿山具有广阔的应用前景。

低贫损分段崩落法用于岩金矿床开采，是一项采矿方法的重大突破。无底柱分段崩落新方案较好地解决了岩金矿床倾斜中厚矿体应用无底柱分段崩落法矿石损失贫化大的弊端，同时较好地保持了无底柱分段崩落法采场结构简单、安全条件好、机械化程度高和生产能力大的优点。该方案不仅在类似岩金矿床，而且在有色、黑色金属矿山有很高的推广应用

价值。随着开采深度的增加和地压的增大，低贫损分段崩落法将会在国内外矿山得到更多的应用。

在本书的编写和出版过程中，昆明理工大学国土资源工程学院给予了学科建设经费资助。

感谢昆明理工大学国土资源工程学院各位领导的关心和帮助，感谢导师东北大学任凤玉教授的鼓励和悉心指导。在本书撰写和相关研究工作中，还得到了昆明理工大学乔登攀教授、东北大学李元辉教授、南华大学陶干强副教授和武汉科技大学王文杰副教授的指导和帮助，在此表示衷心的感谢！特别感谢合作导师侯克鹏教授在博士后研究期间给予的指导、帮助，以及对本书编写提出的改进意见！

由于作者水平所限，书中不足之处恳请广大读者批评指正。

作　者

2011 年 5 月

目　录

1　绪 论 …… 1

1.1　引言 …… 1
1.2　崩落法放矿理论研究进展 …… 2
1.2.1　椭球体放矿理论 …… 3
1.2.2　随机介质放矿理论 …… 3
1.2.3　崩落法放矿计算机仿真 …… 6
1.3　低贫损开采研究应用情况 …… 7
1.3.1　无贫化放矿 …… 8
1.3.2　低贫化放矿 …… 8
1.3.3　低贫损开采模式及其应用 …… 9
1.4　研究的主要问题 …… 10
1.4.1　倾斜中厚矿体应用分段崩落法面临的问题 …… 10
1.4.2　主要研究内容 …… 11

2　倾斜中厚矿体损失贫化规律及控制方法 …… 14

2.1　端部放矿随机介质理论 …… 14
2.1.1　崩落矿岩移动概率方程 …… 15
2.1.2　崩落矿岩移动规律方程 …… 16
2.2　放出口对散体移动规律的影响 …… 19
2.2.1　放出口影响范围散体移动规律 …… 20
2.2.2　废石混入及其控制 …… 22
2.3　散体流动规律室内模拟实验研究 …… 23
2.3.1　矿岩混杂规律 …… 23
2.3.2　下盘残留体 …… 25
2.3.3　端部放矿散体流动规律 …… 26

2.3.4 实验结果分析 …… 28
2.4 组合放矿方式 …… 29
2.5 采场结构优化 …… 31
2.5.1 采场结构的改进 …… 31
2.5.2 下盘回收进路的设置 …… 33
2.6 结论 …… 36

3 端部放矿散体流动规律与采场结构参数优选 …… 38

3.1 散体流动参数实验研究 …… 38
3.1.1 实验材料制备与实验模型 …… 39
3.1.2 端部放矿实验数据 …… 40
3.1.3 实验放出体形态与散体流动参数 …… 43
3.1.4 实验结果分析 …… 46
3.2 采场结构参数优选 …… 46
3.2.1 分段高度的确定 …… 47
3.2.2 进路间距优选 …… 47
3.2.3 崩矿步距确定 …… 50
3.3 下盘岩石合理开掘高度确定 …… 53

4 夏甸金矿倾斜中厚矿体开采方案研究 …… 58

4.1 矿床赋存条件 …… 58
4.2 采矿方法及存在的问题 …… 59
4.2.1 上向水平分层充填采矿法 …… 59
4.2.2 存在问题 …… 63
4.3 采矿方法优选 …… 64
4.3.1 对采矿方法的要求 …… 64
4.3.2 现有问题的解决对策 …… 65
4.4 低贫损无底柱分段崩落法 …… 67
4.5 新方案成本优势分析 …… 72
4.5.1 干式充填法可比成本估算 …… 72

4.5.2 低贫损分段崩落法可比成本估算 …… 73

5 垂直矿柱的变形移动和破坏规律 …… 75

5.1 引言 …… 75
5.2 FLAC^{3D}简介 …… 76
5.3 矿柱变形移动规律 …… 77
5.3.1 矿岩力学参数 …… 77
5.3.2 计算模型的简化 …… 79
5.3.3 模型的建立 …… 81
5.4 数值模拟结果 …… 82
5.4.1 应力 …… 82
5.4.2 位移 …… 86
5.4.3 塑性区 …… 88
5.4.4 模拟结果分析 …… 90

6 复杂中厚矿体落矿方法试验 …… 92

6.1 中深孔爆破机理 …… 92
6.1.1 相似材料模拟试验 …… 92
6.1.2 试验结果 …… 95
6.1.3 机理分析 …… 96
6.1.4 试验结论 …… 99
6.2 落矿工艺参数优化 …… 100
6.2.1 边孔角的确定 …… 100
6.2.2 炮孔布置 …… 103
6.2.3 爆破效果改善 …… 105
6.2.4 预装药技术 …… 106
6.3 组合落矿方法试验 …… 107

7 卸压开采机理及应用 …… 110

7.1 引言 …… 110

7.2 采场地压及其控制方法 …… 111
7.2.1 采场地压显现特点 …… 111
7.2.2 地压活动规律 …… 112
7.2.3 采场地压控制方法 …… 115
7.3 采准巷道掘进与支护方法研究 …… 120
7.3.1 采准巷道的失稳和控制 …… 120
7.3.2 采准巷道的布置 …… 121
7.3.3 简易光面爆破 …… 122
7.3.4 采准巷道的支护 …… 127
7.4 中厚倾斜矿体卸压开采机理 …… 128
7.4.1 影响卸压效果的因素 …… 130
7.4.2 卸压开采的数学模型 …… 130
7.5 夏甸金矿卸压开采 …… 133
7.5.1 卸压开采方案 …… 133
7.5.2 卸压开采工艺 …… 134

8 岩体冒落规律及控制 …… 139

8.1 采空区冒落规律与诱导冒落 …… 139
8.1.1 采空区冒落规律 …… 139
8.1.2 采空区的诱导冒落 …… 141
8.2 采空区冒落过程 …… 143
8.2.1 矿岩冒落形式 …… 143
8.2.2 采空区临界冒落面积分析 …… 144
8.2.3 采空区顶板可冒性 …… 146
8.2.4 采空区顶板冒落过程 …… 146
8.3 岩体冒落形式控制 …… 148
8.4 空区岩体冒落危害及其防治 …… 152
8.4.1 冒落气浪危害及数学模型 …… 152
8.4.2 绕流模型的冲击气浪估算 …… 154
8.5 采空区处理方法研究 …… 159

8.5.1 诱导冒落法 …… 159
8.5.2 冒落过程控制 …… 161
8.5.3 诱导冒落在后和睦山铁矿的应用 …… 162
8.6 地表沉陷程度的预估 …… 166
8.7 结论 …… 170

9 无底柱分段崩落法在矿山的试验应用 …… 172

9.1 方案在夏甸金矿的实施效果 …… 172
9.2 岩体冒落规律 …… 177
9.2.1 冒落过程监测 …… 178
9.2.2 监测巷道端部冒落过程 …… 179
9.2.3 监测结果分析 …… 183

参考文献 …… 185

1 绪　论

1.1 引　言

倾斜中厚矿体在国内外地下金属、非金属矿山占有很大的比例。随着开采技术条件复杂矿床的开采、开采深度的增加和国民经济对矿石需求量的增大，越来越需要开发安全高效的采矿方法。在迄今为止的采矿方法理论研究与矿山生产实践中，在倾斜中厚矿体高效开采领域进行了许多研究[1~4]，但一直忽略了无底柱分段崩落法，使这一安全高效采矿方法在倾斜中厚矿体应用得较少。究其原因，主要是无底柱分段崩落法开采倾斜中厚矿体的工艺技术没有得到合理解决，传统工艺技术的矿石损失贫化较大，从而限制了无底柱分段崩落法的应用。近年来，随着低品位、矿岩松软破碎难采矿床开采及开采深度、地压增大，开采技术条件复杂而不能使用空场法或充填法[5]，急需开发适宜的采矿方法。因此，改进无底柱分段崩落法，保证倾斜中厚矿体安全高效开采是亟待研究解决的课题。

夏甸金矿为一典型的岩金矿床，属于中温热液低硫低品位构造破碎带蚀变岩型金矿床。Ⅶ号主矿体矿岩节理裂隙发育，中等稳固到不稳固，倾角45°~55°，厚度上部为1~10m，下部0.2~20m，矿体产状稳定，形态复杂。应用上向水平分层干式充填采矿方法开采，目前开采深度已超过500m。随着采深的增大，矿体厚度和地压增大，矿岩稳固性变差，易冒落，生产过程中存在着安全条件差、矿石损失大、生产效率低和采矿成本高等问题，每年均发生不同程度的事故。为解决上述问题，夏甸金矿进行了多年的探索，1993~1997年试验应用分级尾砂充填，2000年建立了胶结充填系统，但技术和管理难度大、成本高，且两者无法

从根本上解决顶板冒落问题，不能适应夏甸金矿Ⅶ号中厚以上矿体的开采，急需研究应用安全高效的采矿方法。

夏甸金矿Ⅶ号矿体节理裂隙发育，埋藏深，为破碎难采矿体，在倾斜中厚矿体中很有代表性。为此，研究散体流动规律、地压活动规律和岩体失稳冒落规律（简称“三律”），降低损失贫化，改善矿山安全生产条件，研究适合矿山开采条件的高效采矿方法，实现早达产及低损失、低贫化、低成本、低事故隐患与高生产能力的“四低一高”目标。由此开发的低贫损分段崩落法，对于国内外同类矿山将有很好的推广应用价值。试验研究的低损失贫化、安全高效开采工艺技术，对提高我国地下倾斜矿床开采的安全程度、生产效率，进一步完善分段崩落法，提高技术经济效益，使其成为可适用于倾斜中厚、厚矿体的采矿方法都具有十分重要的现实意义。

1.2 崩落法放矿理论研究进展

崩落采矿法在国内外金属矿山应用广泛，典型的崩落法可分为有底柱分段崩落法、无底柱分段崩落法、阶段崩落法。我国黑色金属矿山地下采矿中用崩落法采出的矿量高达85%以上，在有色金属矿山中用崩落法采出矿石总量的比重逐年增长，几乎达到了40%。国际上使用崩落法开采的矿山个数约占25%。

崩落法采矿的特点是崩落矿石和覆盖层废石直接接触，矿石是在覆盖层废石的包围下从放矿口放出，因而回采矿石的贫化及损失较大，并且若采场结构参数不合理或放矿管理制度不当，将恶化放矿效果，造成矿产资源的浪费和企业经济效益下降。矿石损失贫化都是经济损失，既浪费了国家的宝贵资源、降低了矿山经济效益、缩短了矿山服务年限，又增加了生产成本。

国内外采矿工作者对覆岩下矿岩移动规律已有较深入的研究。崩落法放矿理论进入使用阶段的有椭球体放矿理论、随机介质放矿理论和随机模拟放矿（计算机仿真）[6]。目前放矿理论研

究均将散体抽象为连续介质，将散体的运动速度视为颗粒所处位置的连续坐标，建立相应模型，从宏观意义上研究崩落矿岩散体移动规律[7]。

1.2.1 椭球体放矿理论

椭球体放矿理论是根据实验室实验得出放出体为一近似椭球体，以椭球方程为放出体的数学模型，并根据放出体基本性质求出一系列的表述各种规律性现象的方程式。

1952 年，苏联学者 Г. М. 马拉霍夫出版了《崩落矿块的放矿》，形成了椭球体放矿理论，同时对崩落法放矿管理和选择有底柱崩落法合理结构参数等做了很多的研究工作。20 世纪 70 ~ 80 年代，国内一些单位和学者对放矿理论进行了深入的研究，进一步完善了椭球体（类椭球体）放矿理论[6]，代表性人物有东北大学刘兴国教授和西安建筑科技大学李荣福教授。椭球体理论建立最早，应用较广，其采用的研究方法为实验分析方法，简单实用，对指导放矿研究与生产发挥了很大的作用。对于无限边界条件和半无限边界，建立了完整的理论体系，但它对于倾斜壁边界条件下散体的移动规律难以处理。另外，该理论的放出体不灵活（恒为椭球体或椭球缺），实际中因散体流动性质与放出条件的差异，放出体形态呈多样性。

1.2.2 随机介质放矿理论

将散体简化为连续流动的随机介质，运用概率论方法研究散体移动过程而形成的理论体系，称为随机介质放矿理论。以概率论为工具研究散体移动过程的方法始于 20 世纪 60 年代。波兰 Jerzy Litwiniszyn 教授认为，松散介质运动过程是随机过程，并给出了随机介质模型。他把散体视为随机移动的连续介质，建立了移动漏斗深度函数 W 的微分方程式[8]：

$$\frac{\partial W(z,x)}{\partial z} = \frac{\partial a}{\partial z} \cdot W(z,x) - B(z)\left[\frac{\partial^2 W(z,x)}{\partial x_1^2} + \frac{\partial^2 W(z,x)}{\partial x_2^2}\right] \quad (1\text{-}1)$$

1962 年，我国东北大学王泳嘉教授给出了放矿平面问题的理论方程，认为崩落矿石移动中最本质的现象是运动的随机性[9]。1972 年，苏联 B. B. КУЛИОВ 将平面问题扩展为空间问题。这些以及随后较为系统的研究，可归结为同一运动微分方程：

$$\frac{\partial p(u,v,w)}{\partial w} = B\left[\frac{\partial^2 p(u,v,w)}{\partial u^2} + \frac{\partial^2 p(u,v,w)}{\partial v^2}\right] \qquad (1\text{-}2)$$

式中 u，v，w——分别为沿 x、y、z 轴方向的变换坐标；

B——常数；

$p(u, v, w)$——散体移动概率密度函数。

由式（1-2）得出的放出体形态为上部细小下部粗大，最宽部位所在高度偏于下部。这与国内许多由常规实验测得的放出体形态明显不符。放出体形态与实际相差较大的原因是，散体移动概率场与实际情况有较大出入。由于早期的随机介质放矿理论得不到常规实验的普遍证实，未得到广泛接受，因而基本上没有得到实际应用。

东北大学任凤玉教授将随机介质方法与散体流动的实际物理过程相结合，依据实验对各种边界条件的散体运动过程建立了系统的理论方程，引入两个反映散体流动特性的参数，使放出体形态与实际相符更好，完善和发展了该理论体系，使该理论在实际应用方面向前跨进了一大步。并用上述反映崩落矿岩移动规律的方程改进了放矿随机仿真方法，能较准确地预测各种采场结构和放矿制度下的矿石回收率和贫化率，优选采场结构参数和放矿方式。大量的科研和生产实践证明随机介质放矿理论具有较好的可靠性和可操作性。

任凤玉教授认为出现放出体形态差异的主要原因是：以往随机介质放矿理论仅注重颗粒移动的随机性，而忽略了颗粒移动中必然受到的移动场的宏观制约。也就是说，放出体形态与实际差异较大的原因是：所建立的随机介质模型没有深入到散体移动的实质，给出的散体移动场与实际出入较大。因此，改善放出体形

态并使之与实际相符的根本途径是提高散体移动概率场的逼真度。所建模型应能充分反映散体移动的实际，同时给出的移动概率方程应能充分反映散体流动的实际物理过程。因此，采用新的散体移动模型（图 1-1）考虑实际散体概率场分布的不均匀性，通过对实验数据回归得到了方差的表达式，运用理论分析与放矿实验相结合的方法建立了空间问题的散体移动概率密度方程[10]：

$$p(x,y,z) = \frac{1}{\pi\beta z^{\alpha}}\exp\left(-\frac{x^2+y^2}{\beta z^{\alpha}}\right) \tag{1-3}$$

式中 α，β——与散体的流动性质和放出条件有关的常数。

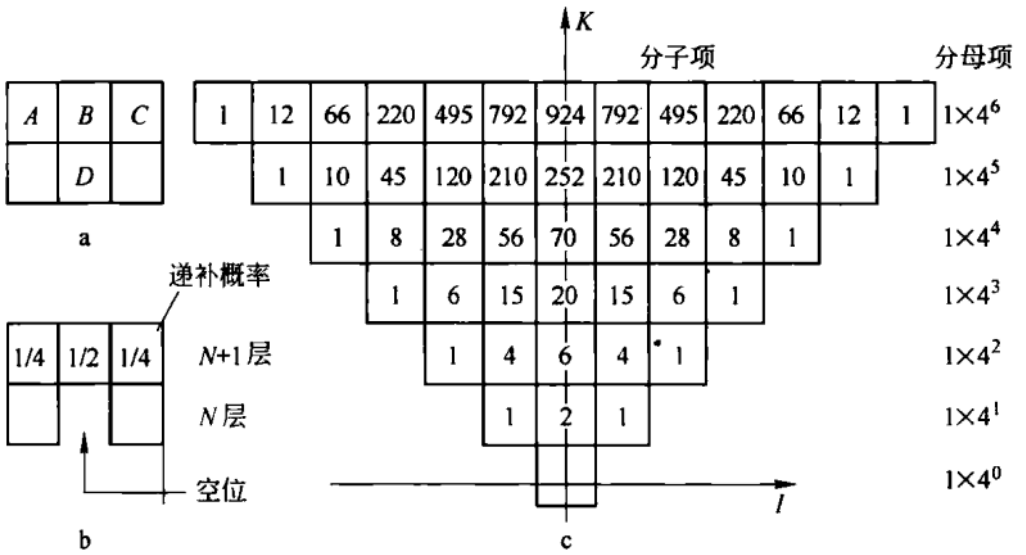


图 1-1 理想散体移动模型

a—散体移动区域；b—理想散体移动模型；c—理想散体移动概率分布

式（1-3）移动概率密度方程是建立随机介质放矿理论的基础方程，以此为基础推导建立了反映放矿现象的移动速度场、颗粒移动迹线方程、放出漏斗方程、放出体方程以及颗粒移动方程，形成了新体系。同时给出了复杂边界条件下（半无限边界条件及倾斜边界条件）的上述方程，并进行了放矿口对散体移动规律影响的研究。式（1-3）引用了散体流动参数 α、β 来调整放出体的粗细和形态。

由式（1-3）导出的放出体方程为：

$$r^2 = (\alpha + 1)\beta z^{\alpha} \ln \frac{H}{z} \tag{1-4}$$

通过合理确定 α、β 值，可与各种形态的实际（实验）放出体达到良好拟合。

该理论体系的特点是参数容易确定，对各种条件下的放矿过程具有较高的逼真度，且适用范围较广。该理论给出的放出体形态与众多研究者的实验室物理模拟实验结果符合良好，解决问题有一定的理论依据和深度，并在实际中得到了广泛的应用。

1.2.3 崩落法放矿计算机仿真

崩落法放矿计算机仿真方法，最早由加拿大学者 David Jolley 于 1968 年提出[11]，仿真模型如图 1-2 所示[12]，把矿岩堆体划分成大小相等、形状规则的模块，用模块之间从上向下的随机递补运动来模拟崩落矿岩的流动过程。David Jolley 仿真法提出后，因

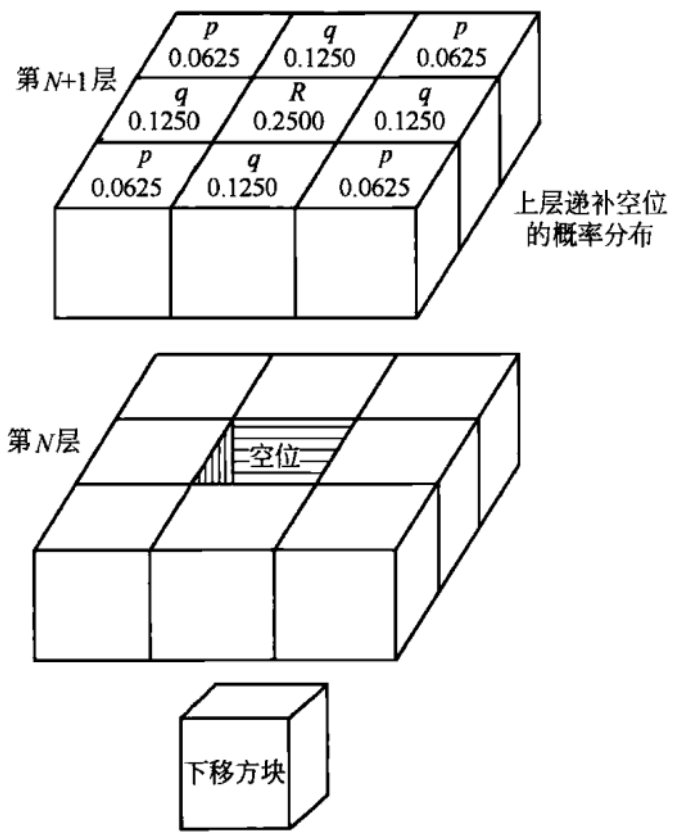


图 1-2 David Jolley 仿真模型中的概率分布

其简便易行，受到采矿学术界的重视。国内外学者围绕提高该法的保真度问题进行了大量的研究工作，其中比较系统的理论研究大体上按两条路径进展：一是研究 David Jolley 模块的概率赋值问题，二是研究模块的递补模型。

上述研究对 David Jolley 仿真法做了许多改进，但仍没有很好地解决该法的保真度问题，以往仿真中放出体形态与放出量失真的根本原因，是仿真模块移动概率场与实际不符[13]。

只有整个移动带内每一部位上仿真模块的移动状态与实际散体的移动状态在统计意义上保持一致，才能保证仿真放出体形态及其大小与实际一致。因此，应以移动场相似作为计算机仿真的准则。以散体移动概率密度方程作为仿真概率场方程，改进仿真模型，用该方程反求模块递补概率值，提高了仿真的精度和可靠性。弓长岭铁矿、程潮铁矿、玉石洼铁矿等三个典型矿山的应用实例表明，应用改进后的仿真模型，仿真结果与生产实际符合良好。

放矿随机介质理论，系统地给出了各种边界与放出条件下的散体移动场表述方程，应用这些方程借助计算机模拟或仿真技术，即可进行矿石损失贫化过程分析与预测，解决采场结构参数与放矿工艺参数优化问题[10]。

1.3 低贫损开采研究应用情况

分段崩落法是目前国内外地下金属矿山广泛使用的采矿方法。该类方法具有采场开采强度大、作业效率高、成本低和安全条件好等优点[14-16]。我国应用分段崩落法采出的矿量，地下铁矿山占采出矿石总量的 85% 以上，有色金属矿山约占 40%，此外化工矿山、非金属建材矿山都有应用。国际上使用分段崩落法开采的矿山个数约占 25%。多年来，分段崩落法在放矿工艺、放矿理论、地压控制方法和采空区处理技术等方面都取得了重大进展。

无底柱分段崩落法在我国金属矿山特别是铁矿山广泛应用，该法生产中的最大问题是矿石损失贫化大，通常，矿石损失率为15%~20%，贫化率为20%~30%。同国外先进水平相比，一般要高出5%~10%。无底柱分段崩落法损失贫化大的问题由来已久，为了解决该问题，国内外学者先后从采场结构参数、生产工艺、放矿方式等多方面进行过许多研究[17~21]，但收效有限，也限制了其应用。无底柱分段崩落法放矿方式有三种：截止品位放矿、无贫化放矿和低贫化放矿。无底柱分段崩落法贫化大的原因，在于以崩矿步距为单元来考核矿石回收指标和经济效益，而采用现行的截止品位放矿方式造成的。

1.3.1 无贫化放矿

刘兴国教授等人在大量实验室实验与理论分析基础上，于1989年提出无（不）贫化放矿方式[22]。无贫化放矿就是当矿岩界面正常到达出矿口水平时就停止放出，以此保持矿岩界面的完整性，不使矿岩产生混杂。无贫化放矿提出的主要依据有两个：一是充分考虑覆岩下放矿和崩落矿岩移动空间连续性条件；二是保持矿岩界面完整性。与现行放矿方式比较，可在回采率不降低情况下使矿石贫化率降低到4%~6%。1989~1992年在弓长岭铁矿井下矿西区[23]、1993~1996年在酒钢镜铁山进行了无贫化放矿工业试验研究，均获得了非常好的试验效果[24]。从理论分析、实验和计算机模拟来看，无贫化放矿可在矿石回采率不降低的情况下大幅度降低贫化率，是贫化率最低、经济效益最好的放矿方式[25]，但无贫化放矿需要多分段放矿、对矿床赋存条件要求严格，并且要求矿山有较多的三级矿量储备，这将给矿山在应用初期带来较大困难，因而无贫化放矿在国内并没有得到全面的推广使用。

1.3.2 低贫化放矿

低贫化放矿方式指的是见到废石漏斗就停止放矿的方式。研

究表明，废石混入的根本原因是废石漏斗的破裂，利用无底柱分段崩落法的转段回收特性，废石漏斗一旦破裂就停止放出，将遗留于采场内的矿石转移到下一分层回收，可以大大减少废石的混入量，从而大幅度降低矿石贫化率[10]。

低贫化放矿的理论基础，除了消除废石漏斗的扩展外，主要是矿岩流动空间的连续性，即存留于采场内的崩落矿石不会被覆盖岩石阻隔、可于下面分段回收的性质。低贫化放矿方式限制了废石漏斗的破裂，从而消除了废石的大量混入，与目前实行的截止品位放矿方式相比，可大幅度降低无底柱分段崩落法矿石贫化率，而且一旦辨认出废石漏斗已到达出矿口便停止放出，出矿管理简单，适应目前出矿工作人工管理水平，是目前应当提倡和大力推广的一种较好的放矿方式。

镜铁山铁矿 1993 年进行了低贫化放矿的现场试验，试验及推广应用的初步实践表明，低贫化放矿可以在矿石回采率不降低的情况下大幅度地降低矿石贫化率[26]。1997 ~ 1999 年，马钢桃冲铁矿与马鞍山矿山研究院合作，在国内首次进行了全矿全面应用逐步降低贫化率的工业性试验，在回收率基本不变的情况下，贫化率由 23.83% 降到 11.27%[23,27]。

1.3.3 低贫损开采模式及其应用

东北大学任凤玉教授研究提出了低贫损开采模式，即在开采过程中，通过调整放矿方式，优化采场结构参数，以适应崩落矿石的移动规律，改善放矿条件，从而放出更多的纯矿石和控制废石放出[28]。研究表明，无底柱分段崩落法贫化大是由于现行的截止品位放矿造成的，而矿石损失大主要是由于传统的采场结构造成。因此，改进采场结构与放矿方式，可大幅度降低矿石损失贫化，从而使无底柱分段崩落法成为更高效的采矿方法。

合理设置下盘矿量的回收工程，优化采场结构参数，以及限制废石漏斗的破裂是降低无底柱分段崩落法损失贫化的关键所在。低贫损开采模式与传统的无底柱分段崩落法相比，并不改变

传统的采矿工艺，只是利用崩落矿岩散体的流动特性，通过调整放矿方式来降低矿石的贫化率；通过改善矿岩移动空间条件、增设回收进路来提高采出矿石量，有效地降低矿石的损失与贫化。低贫损开采模式对采用无底柱分段崩落法的矿山来说具有可操作性。

传统上依据回采率指标，将无底柱分段崩落法的使用范围确定为矿体厚度不小于30m。低贫损开采技术的应用和工艺、装备水平的提高，促进了无底柱分段崩落法的发展，其应用范围不断扩大。根据崩落矿岩移动规律研究新成果，针对玉石洼铁矿220m以下难采矿体，试验应用设回收进路的无底柱分段崩落法，采用低贫化放矿方式，取得了较好的实施效果，其经济合理的最小可采厚度为12～15m[29,30]。依据岩体自然冒落规律与散体运动规律，西石门铁矿采用了自落顶、设回收进路的无底柱分段崩落法新方案，解决了顶板处理与底板残留矿量回收等问题，将无底柱分段崩落法用于开采顶板与矿体稳固、底板不稳固的缓倾斜(5°～30°）中厚与厚矿体（平均15.3m)，实现了安全、低耗、高效开采，取得了良好的技术经济效果[31]。低贫损开采技术的进步和技术装备的不断完善，成功地解决了地质条件复杂，矿岩松软破碎、地压大矿体的开采问题，无底柱分段崩落法的应用范围不断扩大[32]。小官庄铁矿和玉石洼铁矿矿石松软破碎、地压显现突出，采用以控制地压为中心的综合措施之后，扭转了局面，使无底柱分段崩落法从濒临彻底否定的边缘重新成为两矿主要使用的采矿方法，并且还在扩大其使用范围[33]。

1.4 研究的主要问题

1.4.1 倾斜中厚矿体应用分段崩落法面临的问题

从以上关于分段崩落法的综述中可以看出，在降低损失贫化方面取得了突破，但是仍无法适应倾斜中厚矿体，存在放矿损失

贫化大，一般铅直厚度小、散体移动空间条件差，矿体形态复杂，崩矿损失大等缺点。

倾斜中厚矿体由于矿体形态复杂、矿岩稳固性差，应用分段崩落法主要面临以下难题，需要研究解决：

（1）需降低矿石的损失率，贫化率控制在可接受的范围内；

（2）形态复杂矿体的落矿方法；

（3）提高生产效率，降低开采成本；

（4）采场地压的有效控制；

（5）顶板冒落过程的有效控制。

因此，必须进一步研究改进无底柱分段崩落法的工艺技术，研究开发适应倾斜中厚矿体的无底柱分段崩落法低贫损开采模式。

1.4.2 主要研究内容

根据分段崩落法研究现状和岩金矿床倾斜中厚矿体开发高效采矿方法的需求，本书以研究解决无底柱分段崩落法开采倾斜中厚矿体的工艺技术为主线，在研究散体流动规律与无底柱分段崩落法低贫损开采模式的基础上，进一步改进了无底柱分段崩落法的采场结构与落矿、放矿方式。并在应用中系统地研究其工艺、技术和安全高效开采措施。

夏甸金矿为一典型的岩金矿床，本书以夏甸金矿为研究对象，针对Ⅶ号矿体倾斜中厚、破碎，开采难度大的条件，从研究散体移动规律、地压活动规律和矿岩冒落规律入手，改进无底柱分段崩落法工艺技术。

在研究散体移动规律、地压活动规律和矿岩冒落规律的基础上，结合矿体条件，进一步改进无底柱分段崩落法采场结构和放矿方式。通过室内实验研究出矿口部位散体流动规律和端部放矿矿岩移动规律，根据散体流动参数，准确测定放出体形态，以此优化采场结构参数和放矿方式。采用数值模拟方法，计算分析岩体变形移动和破坏规律，进一步改进采场结构。试验研究扇形中

深孔爆破机理，研究解决形态复杂矿体中深孔落矿损失贫化问题。改进中深孔爆破工艺参数，改善爆破效果；研究采用中深孔与浅孔组合落矿方式，适应矿体形态变化。

将改进的无底柱分段崩落法新方案，用于开采夏甸金矿Ⅶ号中厚矿体，在应用中进一步研究和完善其工艺技术和安全高效开采措施。在分析无底柱分段崩落法采场地压活动规律的基础上，研究和试验应用光面爆破、强化开采卸压等控压方法；研究采空区冒落形式、冒落过程和冒落危害，试验应用诱导冒落方法处理采空区，控制覆盖层岩石块度，降低放顶成本。

本书在研究散体流动规律、地压活动规律、岩体冒落规律与无底柱分段崩落法低贫损开采模式的基础上，进一步改进了无底柱分段崩落法的采场结构与落矿、放矿方式。结合夏甸金矿Ⅶ号矿体条件，提出了适应岩金矿床开采条件的无底柱分段崩落法新方案，并用于开采Ⅶ号中厚矿体。在应用中，又系统地研究了工艺、技术和安全高效开采措施：针对矿岩硬度与稳固性特点，研究了采场地压控制方法；基于夏甸金矿散体移动规律与矿岩容易冒落的特性，提出了诱导顶板围岩冒落形成覆盖层的方法；根据矿体产状，提出了根据上分段矿体边界设置回收进路的方法。本书的主要研究内容如下：

（1）结合夏甸金矿Ⅶ号矿体具体条件，针对原采矿方法存在的问题、生产和安全等对采矿方法的要求，研究提出了“自落顶、设回收进路”的无底柱分段崩落法新方案。

（2）根据理论分析和物理模拟实验结果，进一步研究了散体移动规律，降低矿石损失贫化的机理和技术措施，研究提出适合倾斜中厚破碎矿体的采场结构和放矿方式。

（3）运用散体流动参数实验，进一步研究分析端部放矿崩落矿岩移动规律，并根据散体移动规律和测试结果，优选采场结构参数。

（4）模拟计算岩体变形、移动和破坏规律，在上下分段同时生产情况下，实现充填法向崩落法的安全过渡；研究扩展空区

面积、诱导顶板围岩冒落的机理。

（5）研究采用中深孔与浅孔相结合的落矿方法，降低中厚形态复杂矿体崩矿损失贫化。根据爆破模拟试验结果，研究了扇形中深孔爆破机理，从爆破与放矿相结合的角度，结合散体流动特性，研究优化小结构参数中深孔布置形式和爆破工艺参数。

（6）根据采场地压显现特点和活动规律，深入研究地压控制方法，卸压开采的机理和工艺，解决破碎矿体开采地压问题；开展破碎矿体采准巷道掘进与支护方法研究，试验应用简易光面爆破技术。

（7）利用岩体冒落规律，研究采空区可冒性、冒落过程和冒落形式，冒落危害与防治措施；诱导冒落法处理空区方法研究和冒落过程控制。

（8）根据上述研究成果，结合Ⅶ号矿体条件，研究应用了小结构参数的无底柱分段崩落法新方案，改善了矿山安全条件，有效控制了矿石损失贫化，提高了生产效率。

2 倾斜中厚矿体损失贫化规律及控制方法

无底柱分段崩落法是世界范围内广泛应用的一种高机械化、低成本的采矿方法。但在开采倾斜矿体时出现的损失贫化大的问题，多年来一直未得到很好解决，该方法也成为贵金属矿床开采的禁区。近年来的研究表明，无底柱分段崩落法矿石损失贫化大的主要原因是由于覆盖层下的放矿方式及其相应的采场结构参数不适应崩落矿岩的移动规律[10,28]。因此，改进采场结构与放矿方式，可大幅度降低损失贫化[16]。然而，迄今对于倾斜中厚矿体应用该法，如何有效降低损失贫化，尚缺乏研究。本章结合夏甸金矿Ⅶ号矿体条件，研究倾斜矿体应用无底柱分段崩落法放矿时的散体移动规律，进一步改进无底柱分段崩落法的放矿方式和采场结构。

2.1 端部放矿随机介质理论

无底柱分段崩落法的典型方案如图 2-1 所示，按分段逐个进

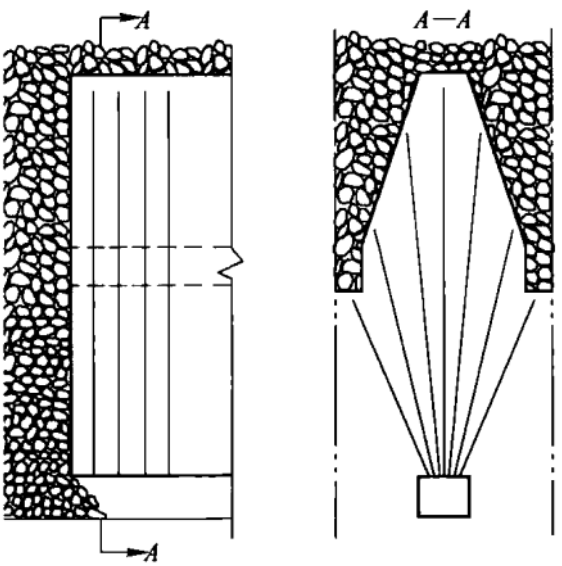


图 2-1 无底柱分段崩落法典型方案

行回采，分段下部未设出矿的底部结构，凿岩、崩矿和出矿等均在回采巷道中进行。从回采进路端部按步距放出矿石，矿石在采场内的移动受到端壁面和出矿口的限制。

东北大学任凤玉教授在实验基础上，将随机介质方法与散体流动的实际物理过程相结合，系统研究了半无限（端壁）边界条件下崩落矿岩移动规律，建立了端部放矿时崩落矿岩的移动概率方程、速率场方程、颗粒移动迹线方程、放出漏斗方程、放出体方程以及颗粒移动方程[10]。

2.1.1 崩落矿岩移动概率方程

受端壁影响时散体移动状态如图2-2所示，沉陷曲线线形与无限边界条件时基本一致，只是被端壁切割掉一部分，且曲线极值点离开放矿口轴线（壁面）一段距离[10]。

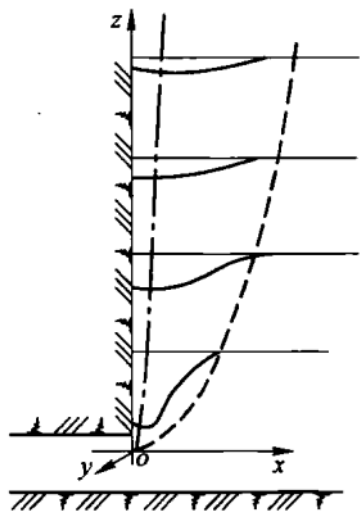


图2-2 端部放矿散体移动状态

实验表明，曲线极值点偏移量既与高度有关，又与散体流动性质有关，可表示为：

$$x = g(z) = Kz^{\frac{\alpha}{2}} \quad (2\text{-}1)$$

式中 K——壁面影响系数，其值大小取决于壁面对散体的阻尼程度，一般 $K=0.1\sim0.15$；

α——散体流动参数。

依据图2-2和式（2-1），可得沿进路方向散体移动概率密度方程[10]：

$$p(x,z) = \frac{1}{A\sqrt{\pi\beta z^{\alpha}}}\exp\left\{-\frac{[x-g(z)]^2}{\beta z^{\alpha}}\right\} \quad (2\text{-}2)$$

$$A = \frac{1}{2} + \frac{1}{\sqrt{\pi}}\int_0^{\frac{K}{\sqrt{\beta}}}\exp(-u^2)\,\mathrm{d}u$$

式中 A——端壁切余系数；

α，β——沿进路方向散体流动参数。

从散体移动空间分析，垂直进路方向的移动概率密度函数，可直接写出：

$$p(y,z) = \frac{1}{\sqrt{\pi\beta_1 z^{\alpha_1}}}\exp\left(-\frac{y^2}{\beta_1 z^{\alpha_1}}\right) \tag{2-3}$$

式中 α_1，β_1——垂直进路方向散体流动参数。

在这里，散体流动参数集中反映了放矿时的散体流动属性，因此参数值的大小既与散体本身的松散性质有关，又与放出条件有关。

假定散体颗粒在 x 轴方向的随机运动与 y 轴方向的随机运动是独立的，则由式（2-2）与式（2-3）可得采场内任一点散体移动概率密度方程[10]：

$$p(x,y,z) = \frac{1}{\pi\sqrt{\beta\beta_1 A z^{\omega}}}\exp\left\{-\frac{[x-g(z)]^2}{\beta z^{\alpha}} - \frac{y^2}{\beta_1 z^{\alpha_1}}\right\} \tag{2-4}$$

$$\omega = \frac{\alpha + \alpha_1}{2}$$

式（2-4）是研究端部放出时散体移动规律的基本方程。按 3σ（σ 为均方差）统计原则，由式（2-4）确定的散体移动单位可表示为：

$$R = 3\sqrt{\frac{1}{2}\beta z^{\alpha}\cos^2\theta + \frac{1}{2}\beta_1 z^{\alpha_1}\sin^2\theta} \tag{2-5}$$

$$\theta = \arctan\frac{y}{x - g(z)}$$

2.1.2 崩落矿岩移动规律方程

2.1.2.1 散体移动速度

假定某一单位时间内，从出矿口放出散体 q，则移动带内任一点上散体颗粒的铅直下降速度为[10]：

$$v_z = -qp(x, y, z)$$

$$= -\frac{q}{\pi\sqrt{\beta\beta_1}Az^{\omega}}\exp\left\{-\frac{[x-g(z)]^2}{\beta z^{\alpha}}-\frac{y^2}{\beta_1 z^{\alpha_1}}\right\} \tag{2-6}$$

式中，负号表示速度方向与坐标增量方向相反。

移动带内任一位置上，散体移动速度应满足无源场连续流动方程。据此解得水平移动速度分量 v_x、v_z，与式（2-6）联立，得端部放矿散体移动速度场方程[10]：

$$\left.\begin{aligned} v_x &= -\frac{\alpha q x e^{-\varphi}}{2\pi\sqrt{\beta\beta_1}Az^{\omega+1}} \\ v_y &= -\frac{\alpha_1 q y e^{-\varphi}}{2\pi\sqrt{\beta\beta_1}Az^{\omega+1}} \\ v_z &= -\frac{q e^{-\varphi}}{\pi\sqrt{\beta\beta_1}Az^{\omega}} \end{aligned}\right\} \tag{2-7}$$

$$\varphi = \frac{[x-g(z)]^2}{\beta z^{\alpha}}+\frac{y^2}{\beta_1 z^{\alpha_1}}$$

式中 α，β，α_1，β_1——散体流动参数；

q——出矿口单位时间放出量。

速度方程确定了崩落矿岩堆体内任一部位散体的移动状态，同时也是研究其他物理量的基础方程。

2.1.2.2 颗粒移动迹线

对于移动带内任一固定点，颗粒经过该点时的移动迹线的切线应与该点速度方向共线，即有 $\mathrm{d}x/\mathrm{d}z = v_x/v_y$、$\mathrm{d}y/\mathrm{d}z = v_y/v_z$。代入式（2-7），得颗粒移动迹线方程：

$$\left.\begin{aligned} \frac{x^2}{z^{\alpha}} &= \frac{x_0^2}{z_0^{\alpha}} \\ \frac{y^2}{z^{\alpha_1}} &= \frac{y_0^2}{z_0^{\alpha_1}} \end{aligned}\right\} \tag{2-8}$$

式中，x_0、y_0、z_0 与 x、y、z 分别为颗粒移动前后的位置坐标值；一般 $1 < \alpha < 2$，$\alpha_1 < \alpha$。

由式（2-8）可知，沿进路方向，颗粒移动迹线介于抛物线与直线之间；沿端壁面方向，颗粒移动迹线接近于抛物线。

2.1.2.3 放出漏斗方程

原来位于同一层面上的所有颗粒在同一时刻内移到的新位置构成的几何形体称为放出漏斗。设 z 层面上某点 A_0（x_0，y_0，z_0）上的颗粒，当出矿口放出散体 Q 时，下移到点 A（x，y，z）位置。颗粒在下移过程中的位置变更应满足：

$$\frac{\mathrm{d}z}{\mathrm{d}t} = v_z$$

将式（2-6）与式（2-8）关系代入，积分，整理得：

$$Q = qt = \frac{\sqrt{\beta\beta_1}A\pi}{(\omega+1)}(z_0^{\omega+1} - z^{\omega+1})\exp\left\{\frac{y_0^2}{\beta_1 z_0^{\alpha_1}} - \frac{[x_0 - g(z_0)]^2}{\beta z_0^{\alpha_1}}\right\} \tag{2-9}$$

再利用式（2-8）关系可得放出漏斗曲面方程：

$$\frac{y^2}{\beta_1 z^{\alpha_1}} + \frac{[x - g(z)]^2}{\beta z^{\alpha}} = \ln\frac{(\omega+1)Q}{\sqrt{\beta\beta_1}A\pi(z_0^{\alpha+1} - z^{\alpha+1})} \tag{2-10}$$

当颗粒从 A_0（x_0，y_0，z_0）点刚好移到放出口水平时，此时对应的放出量，按定义即为点 A_0 的达孔量。在式（2-9）中，令 $z=0$，并去掉 x_0，y_0，z_0 的脚标，得达孔量方程：

$$Q = \frac{\sqrt{\beta\beta_1}A\pi z^{\omega+1}}{\omega+1}\exp\left\{\frac{y^2}{\beta_1 z^{\alpha_1}} + \frac{[x - g(z)]^2}{\beta z^{\alpha}}\right\} \tag{2-11}$$

达孔量方程是计算散体位移量的基础方程。

2.1.2.4 放出体

任一层面上，达孔量最小的颗粒点最先到达放出口，而当它到达放出口时，标志着放出高度已达到该层面位置。因此对任一高度的层面来说，达孔量最小的点即为放出体顶点。对于任一高为 z 的层面，在 $y=0$、$x=g(z)$ 点上，颗粒的达孔量 Q 最小，因此放出体顶点的坐标位置应为（$g(z)$，0，z），放出体体积：

$$Q_f = \frac{\sqrt{\beta\beta_1}A\pi}{\omega+1}z_H^{\omega+1} \tag{2-12}$$

式中 Q_f——放出体体积，m^3；

z_H——放出高度（铅直高度）。

放出体表面应是达孔量场的表面，得放出体曲面方程：

$$\frac{y^2}{\beta_1 z^{\alpha_1}} + \frac{[x-g(z)]^2}{\beta z^{\alpha}} = (\omega+1)\ln\frac{z_H}{z} \tag{2-13}$$

2.1.2.5 颗粒移动方程

移动带内任一点 $A_0(x_0, y_0, z_0)$ 上的颗粒，当出矿口放出 Q_f时，移动到 $A(x, y, z)$ 点位置，随之达孔量由原来的 Q_0降低到 Q，则：

$$\frac{z}{z_0} = \left(1-\frac{Q_f}{Q_0}\right)^{\frac{1}{\omega+1}} \tag{2-14}$$

与迹线方程式（2-8）联立，可得颗粒移动方程：

$$\left.\begin{aligned} z &= \left(1-\frac{Q_f}{Q_0}\right)^{\frac{1}{\omega+1}} z_0 \\ x &= \left(1-\frac{Q_f}{Q_0}\right)^{\frac{\alpha}{2(\omega+1)}} x_0 \\ y &= \left(1-\frac{Q_f}{Q_0}\right)^{\frac{\alpha_1}{2(\omega+1)}} y_0 \end{aligned}\right\} \tag{2-15}$$

式中 Q_0——点 (x_0, y_0, z_0) 的达孔量。

$$Q_0 = \frac{\sqrt{\beta\beta_1}A\pi}{\omega+1}z_0^{\omega+1}\exp\left\{\frac{y_0^2}{\beta_1 z_0^{\alpha_1}} + \frac{[x_0-g(z_0)]^2}{\beta z^{\alpha}}\right\}$$

2.2 放出口对散体移动规律的影响

研究表明，在同样的实验条件下，对于相同的放出高度，放出量随放出口尺寸增大而增大。这表明散体的移动规律不仅受采

场边界条件影响，而且受放矿口影响。无底柱分段崩落法回采进路在矿块中的布置形式如图 2-3 所示，由进路出矿的特点是出矿口宽度较大而矿石堆高度较小。进路的宽度主要取决于出矿设备的功率，由于大型出矿设备的投入使用，放矿口尺寸已普遍加大，且正向继续加大的方向发展。

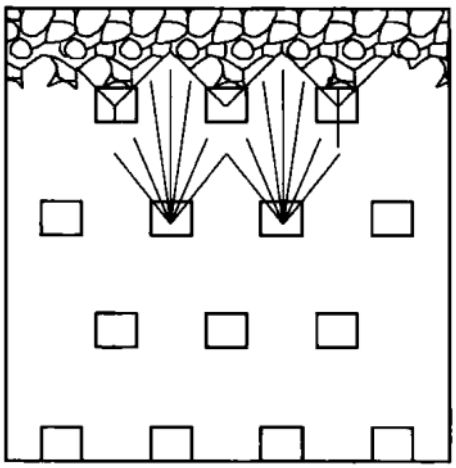


图 2-3　无底柱分段崩落法回采进路布置形式

2.2.1　放出口影响范围散体移动规律

实验研究表明，端部放矿时散体的移动规律不仅受采场边界条件影响，而且受放矿口影响，为分析无底柱分段崩落法放矿时的矿岩混杂过程，需进一步研究出矿口部位的散体移动规律。

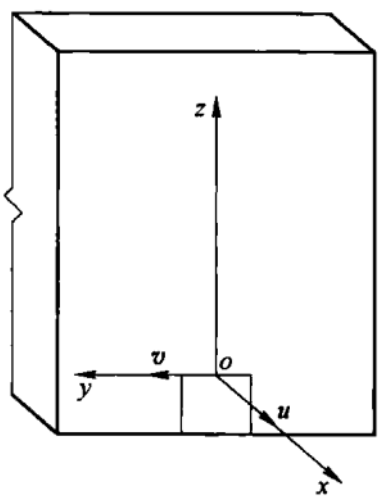


图 2-4　坐标系位置

取图 2-4 所示的两套直角坐标系，坐标原点位于进路顶板中心线上，x 轴沿进路方向，z 轴与端壁重合；u、v 轴分别与 x、y 轴重合。

根据随机介质放矿理论，可建立放矿口影响范围内的崩落矿岩移动规律方程[10]：

颗粒移动迹线方程

$$\left.\begin{aligned} x &= x_0 + \int_{z_0}^{z} \left(\frac{v_x}{v_z}\right) \mathrm{d}z \\ y &= y_0 + \int_{z_0}^{z} \left(\frac{v_y}{v_z}\right) \mathrm{d}z \end{aligned}\right\} \tag{2-16}$$

式中 v_x，v_y，v_z——散体颗粒沿 x，y，z 方向下降速度。

放出漏斗方程

$$Q_f = -\int_{z_0}^{z} \frac{\mathrm{d}z}{p(x,y,z)} \tag{2-17}$$

令式（2-17）的积分上限 $z=0$，得出达孔量 Q_0 表达式：

$$Q_0 = -\int_{z_0}^{z} \frac{\mathrm{d}z}{p(x,y,z)} \tag{2-18}$$

达孔量相等的点，构成放出体的外表面，据此可得出放出体方程：

$$Q = \int_{0}^{z} \frac{\mathrm{d}z}{p(x,y,z)} \tag{2-19}$$

由式（2-16）、式（2-17）和式（2-19）确定的颗粒移动迹线、放出漏斗与放出体形态如图 2-5 所示。

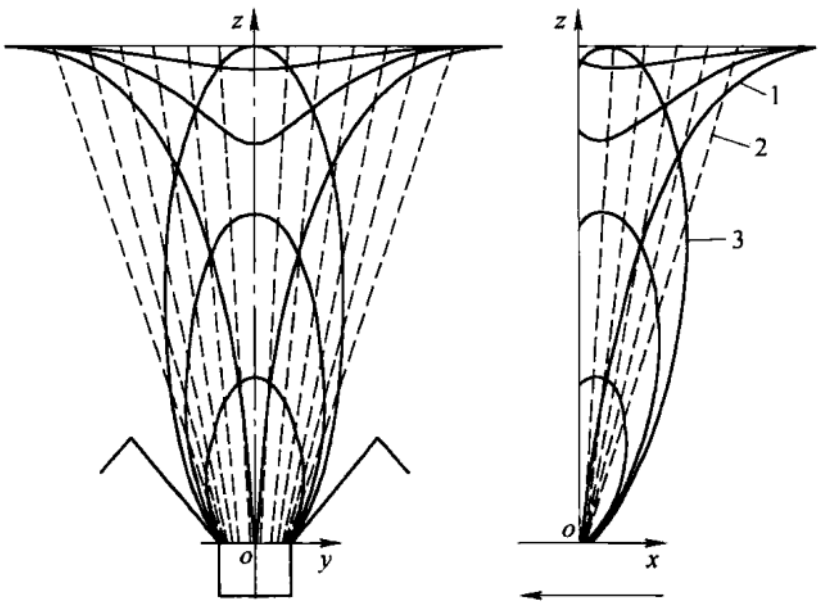


图 2-5 颗粒移动迹线、放出漏斗与放出体形态

1—放出漏斗；2—颗粒移动迹线；3—放出体

2.2.2 废石混入及其控制

在放矿过程中，废石的混入过程可用矿岩接触面的移动过程来解说。在整个放矿过程中，废石漏斗的变化过程如图 2-6 所示。

随着矿石被放出，放出体不断扩大，废石漏斗不断下移。当放出体位于矿石层之内时，废石漏斗尚未到达放矿口，此时放出的是纯矿石；当放出体的顶点刚达到矿岩接触面的原始位置时，废石漏斗最低点恰好到达放出口，此时纯矿石放出量就达到最大值。再继续放出，废石漏斗顶点被放出，成为破裂漏斗（放出体伸入岩堆里），废石混入矿石里，进入贫化矿放出阶段，此后随着放出，破裂漏斗口断面不断地增大，放出废石的比例不断增大，从而使贫化矿品位不断降低，直至达到截止品位不再放出[10]。

由此可见，矿石与岩石的混杂发生在放矿口部位，由废石漏斗的破裂而引起；混杂的程度取决于废石漏斗破裂口断面与出矿口断面面积的相对比例，以及散体出口速度的分布特征。

图 2-6 表示了矿岩接触面为平面时的矿岩混杂过程，实际放矿时垂直进路方向的矿岩接触面状态及移动过程如图 2-7 所示，

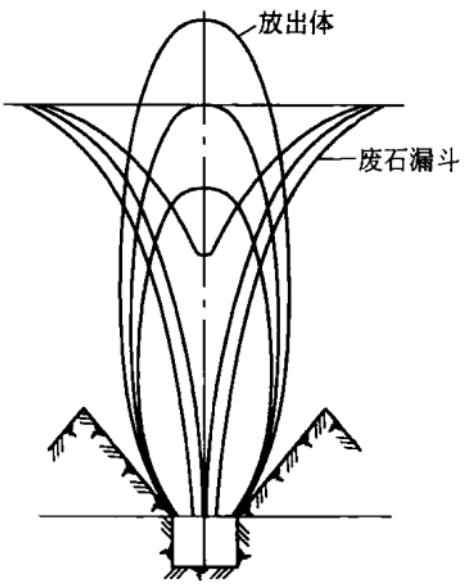


图 2-6　废石漏斗的变化过程

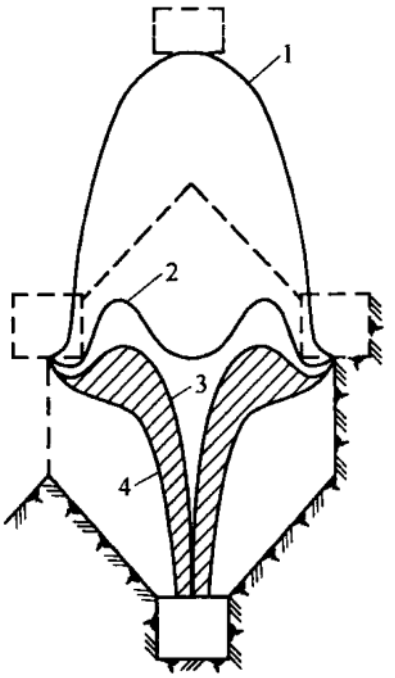


图 2-7　矿岩接触面状态及移动过程

1～4—放矿的不同时刻

此时废石漏斗虽然在移动过程中的主体形态与图2-6不同，但在放矿口附近的变化规律与图2-6完全一致，表明实际放矿中的矿岩混杂，同样归因于发生在出矿口部位的废石漏斗的破裂。

从矿岩接触面的移动过程来分析矿岩混杂，可以得出如下结论：

（1）废石漏斗在出矿口的破裂，引起废石与矿石的掺杂；

（2）废石漏斗破裂口的不断扩大，引起废石混入强度的不断增大；

（3）限制废石漏斗的破裂是减少废石混入的根本途径。

2.3 散体流动规律室内模拟实验研究

夏甸金矿Ⅶ号矿体水平厚度为0.2～20m，倾角一般为45°～55°，矿石类型为含金黄铁绢英岩化花岗质碎裂岩，矿岩为同一岩类，平均堆积密度为2.87t/m^3，松散系数为1.6。本书作者在东北大学放矿实验室，针对Ⅶ号矿体条件，实验研究了矿岩为同种物料的散体流动规律。实验采用几何相似的原则，即模型实验与实际放矿过程的几何相似和影响实验结果的主要物理量的物理相似，使出矿工艺、边界条件尽量相似的方法进行。

实验的目的在于揭示倾斜边界条件下的散体流动特性，并确定特征参数，为优化无底柱分段崩落法的采场结构与放矿控制方法提供依据。

实验研究的主要内容为：

（1）放出过程中矿岩掺杂过程与发生掺杂的部位；

（2）下盘残留体形态；

（3）放出体形态。

2.3.1 矿岩混杂规律

为查明放矿过程中矿岩掺杂过程与发生掺杂的部位，分别进行了“矿岩动态接触面积最大的依次全量放矿实验”和“接触

面积最小的均匀放矿”平面实验。

材料为有机玻璃，并在玻璃上标有刻度，装填散体为白云岩，用不同孔径的筛子把散体分成不同粒径范围，本次实验的散体粒径为4～6mm，为自然堆积状态。

2.3.1.1 依次全量放矿实验

依次全量放矿实验如图2-8所示，模型尺寸（长×宽×高）：190mm×40mm×310mm，放矿口尺寸10mm×10mm，间距30mm。

将白云岩染成黑色，作为矿石，装入模型内，装填高度为11cm，上面装入白色的白云岩，作为覆盖层。采用依次全量放矿方式，放矿过程中随时补充白色的白云岩。放矿结束时的矿岩接触面状态如图2-8所示，可以看出仅在放矿口附近黑、白颗粒发生零星掺杂，其他部位黑、白颗粒界限分明。

2.3.1.2 均匀放矿实验

均匀放矿平面实验如图2-9所示，模型尺寸（长×宽×高）：230mm×40mm×310mm，放矿口尺寸为10mm×10mm，间距30mm。

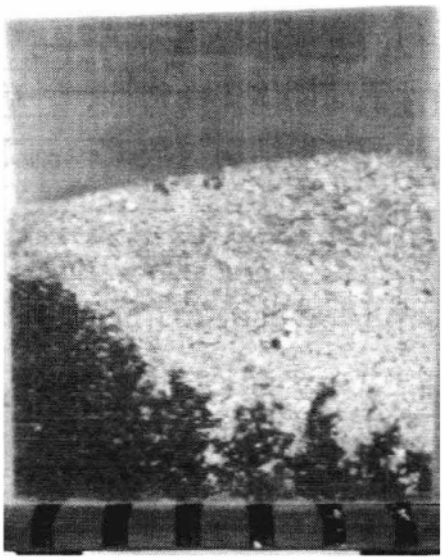


图2-8 依次全量放矿实验

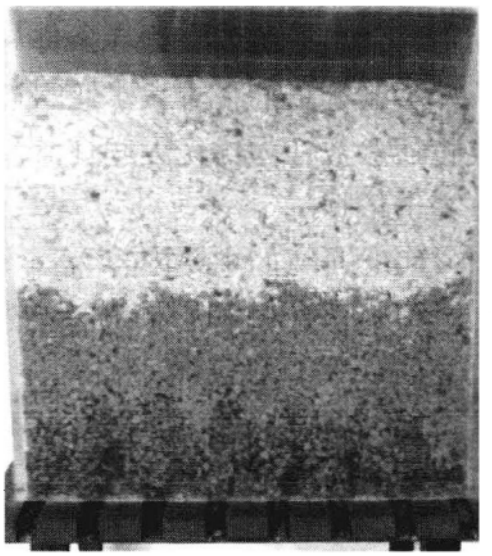


图2-9 均匀放矿平面实验

将白云岩染成红、蓝、绿、橙等四种颜色，依次装入模型内，每层装填高度为5cm，最上面再装入白色的白云岩。采用均匀放矿方式，放矿过程中随时补充白色的白云岩。放出过程中，观察各种颜色物料的界限，借此查明同类散体移动中的混杂程度。放矿初期两种散体接触面均匀下降，随散体接触面下降，凸凹不平现象加剧，下降到离放矿口底板6cm之后，开始掺杂，接近放矿口时，掺杂程度较大。

以上实验表明，矿岩接触面在下移过程中，仅到放矿口附近矿岩块体才发生局部掺杂，在采场内远离放矿口部位，矿岩块体的位置顺序并不发生明显变迁。

进一步实验研究表明，由于矿岩块体运动的随机性，采场内矿岩接触面上发生一定的矿岩掺杂现象，但在慢动放出过程中掺杂量很少，主要发生在放矿口附近，多表现为块体颗粒的咬合与镶嵌现象。尤其在岩石块度与矿石块度相差不大或岩石块度大于矿石块度的情况下，即使在多分段多步距放矿过程中，矿岩界线也是明显可分的[10,34]。

事实上，由图2-5所示的颗粒移动迹线形态可知，在散体大量移动范围内，颗粒的铅直移动中，矿岩接触面上矿岩颗粒的相互掺杂很小，且在移动过程中总体上不会改变矿岩颗粒的位置次序，因此存留于采场中的矿石不会被废石阻隔。

图2-8、图2-9所示的实验结果表明，残留于采场内的矿石不会在下移过程中与其上废石发生大规模混杂，因此可在其下分段得到充分回收。同时，这一实验结果也证实，放出矿石中废石混入的主要原因是放出口废石漏斗的破裂，而不是矿岩颗粒在移动中相互掺杂。

2.3.2 下盘残留体

分段崩落法下盘残留放矿实验如图2-10所示，模型的倾斜角度为55°，模型（长×宽×高）：130mm×70mm×330mm，放矿口尺寸为10mm×10mm。

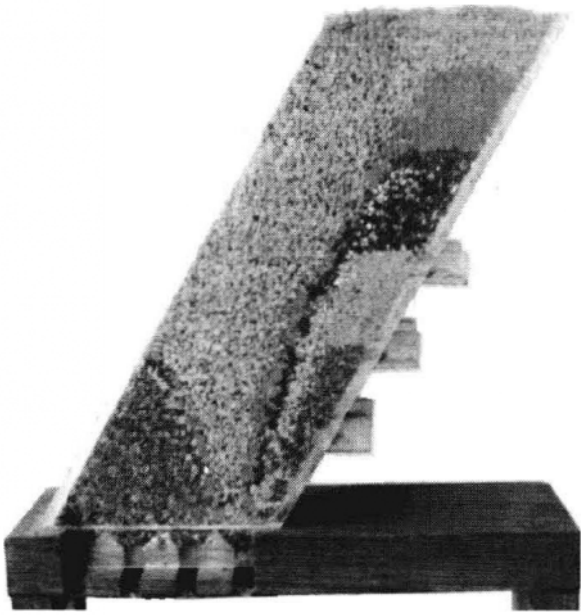


图 2-10　分段崩落法下盘残留放矿实验

取用 4 ~ 6mm 的白云岩作装填料，染成紫、橙、蓝、红和绿五色，依次装入模型内。底层紫色物料的装填高度为 12cm，其他四种颜色物料的装填高度均为 5cm。从紧靠下盘的出矿口放矿，放矿过程中随时补充最上层的绿色物料，使之保持恒定的装填高度。

从图 2-10 中可以看到，即使矿体倾角达到 55°，下盘残留量依然很大。下盘残留体是由就地存留与迁移残留两部分组成的；残留体的边界，下部呈漏斗状，上部平行于上盘边界。在接近漏斗口部位，下盘残留体的视在坡面角约为 78°。从图 2-10 中还可以看出，下盘残留量随分段高度增加而急剧增大。

实验表明：倾斜矿体采用分段崩落法，由于倾角不足，下盘残留量较大，残留量随分段高度的增加而急剧增大。下盘残留量由就地残留与迁移残留两部分组成，下盘残留体的坡面角约 78°。

2.3.3　端部放矿散体流动规律

端部放矿散体流动规律实验如图 2-11 所示，模型尺寸（宽 × 厚 × 高）：250mm × 40mm × 380mm，放矿口尺寸 30mm × 30mm。用

有机玻璃制成，正面沿水平与铅直方向设有 10mm 的刻度线。该模型用于揭示无底柱分段崩落法沿进路方向散体发生流动的范围。

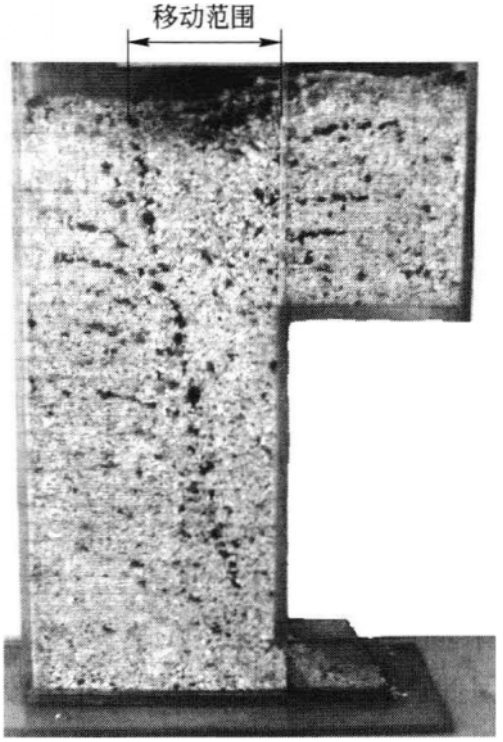


图 2-11　无底柱分段崩落法放出体实验模型

散体为白云岩，粒径为 4～6mm，为自然堆积状态。沿高度方向每隔 2cm 摆放间距为 1cm 的彩色标志颗粒，本次实验共装填 35cm 高。从端部放出口手工放出散体，放出时，装填料一旦出现漏斗状凹坑，立即从模型的顶部补充白云岩填料，将凹坑填平为止，使填料的上表面始终保持原有的装填高度。

放矿过程中，观察彩色标志颗粒的放出与移动情况，借此查明移动范围。当最顶层标志颗粒到达出矿口时，各层剩余标志颗粒的位置如图 2-11 所示，此时端壁面上方的散体移动范围与移动量都很小，由端壁面造成的残留体的视在坡面角约为 90°，可见端壁面严重限制了上方散体的流动。

此外，端部放矿条件下，沿进路方向放出体形态下部近似抛物线，受端壁影响，放出体短半轴较小，移动范围也较小，离放矿口较远距离（图中 14cm 外）基本不发生移动。进路端部位于

移动范围之外，形成了残留体。

实验表明，由于端壁面的限流作用，无底柱分段崩落法放矿时，几乎不能放出端壁面之后的脊部残留体。端部放矿条件下，受端壁影响，放出体短半轴较小，因此，上分段的脊部残留，必须在下盘设置回收进路，才能得到有效回收。无底柱分段崩落法在放矿过程中，每步距都会产生端部残留，残留数量与步距值有关；在分段高度与进路间距一定的情况下，若崩矿步距过大，截止放矿时的端部残留较大。

2.3.4 实验结果分析

根据实验结果，可得如下结论：

（1）崩落法放矿时，矿岩发生掺杂的部位，不是在采场之内而是在采场之外——出矿口部位，因此其混杂过程是可以人为控制的。

（2）残留于采场内的矿石不会在下移过程中与其上废石发生大规模混杂，因此可在其下分段得到充分回收。放出矿石中废石混入的主要原因是放出口废石漏斗的破裂，而不是矿石颗粒在移动中相互掺杂。

（3）无底柱分段崩落法矿石的损失主要是下盘残留，倾斜中厚矿体下盘残留量较大。下盘残留体是由就地存留与迁移残留两部分组成的；残留体的边界，下部呈漏斗状，上部平行于上盘边界。在接近漏斗口部位，下盘残留体的视在坡面角约为78°。下盘残留量随分段高度增加而急剧增大。

（4）由于端壁面的限流作用，无底柱分段崩落法放矿时，几乎不能放出端壁面之后的脊部残留体。端部放矿条件下，受端壁影响，放出体短半轴较小，因此，上分段的脊部残留，必须在下盘设置回收进路，才能得到有效回收。

（5）在夏甸金矿Ⅶ号矿体条件下，下盘残留量很大；放矿时，受端壁面的限流作用影响。因此，下盘残留量需要在下盘围岩里设置回收进路加以回收。在确定回收进路的位置时，可视覆盖层的厚薄情况按78°视在斜面角估计残留体的边界位置。

（6）倾斜矿体应用崩落法，为减少下盘损失，应适当降低分段高度；中厚以下矿体，沿走向布置时，回采巷道应紧靠下盘或直接布置在下盘围岩中[35]。

2.4 组合放矿方式

目前普遍采用的截止品位放矿方式，在经济合理范围内，对矿岩堆体形态已经确定的单个步距来说，放出的矿石量最多；对矿岩接触面形态已经确定的单一分段来说，残留于采场内的矿石量最少。但这种放矿方式每一步距都放出一些废石，整个矿块混入次数多、混入量大，造成矿石贫化率大。

截止品位放矿方式以允许较大的废石混入为代价，来追求暂时的单个步距的矿石放出量最大，这对于其下没有接收条件的进路来说，自然是有益的，但对于矿石移动空间条件好的矿体，且有良好接收条件的进路来说，实际上等于将那些本可以在下分段得到良好接收条件的残留矿量以较大的贫化率为代价提前回收，其结果是在放出的矿石中混入大量的废石。

无底柱分段崩落法每一分段垂直进路方向出矿口间距等于进路间距，由于进路间距较大，出矿结束时每两条进路之间存留一条较大的矿石脊部残留体。受此残留体影响，实际放出体形态与采场结构关系如图 2-12 所示，放出体只有一部分位于出矿分段，绝大部分位于上一分段。这表明上一分段矿量的绝大部分，需在下一分段回收，这种特征称为转段回收。

残留于采场内的矿石可转移到下面分段回收，而废石的大量混入势必增大矿石的采选成本，因此应从整个采场（或矿块）考虑，在满足矿石回采率要求前提下，应尽量减少废石的放出量。转段回收特性告诉我们，残留于采场内的矿石量并不等于损失，可转移到下一分段回收。

废石混入的根本原因是废石漏斗的破裂，如果利用无底柱分段崩落法的转段回收特征，废石漏斗一旦破裂就停止放出，将遗

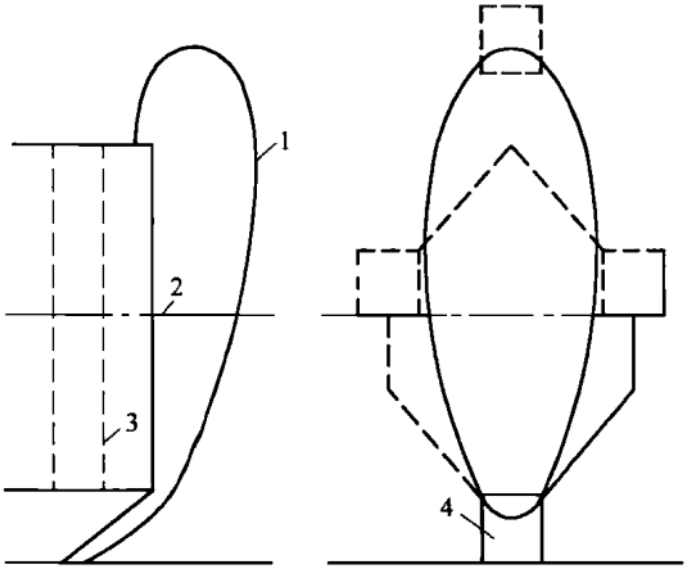


图 2-12　实际放出体形态与采场结构关系

1—放出体；2—分段界限；3—炮孔；4—回采进路

留于采场内的矿石转移到下一分段回收，则可大大减少废石的混入量，从而大幅度降低矿石贫化率。这种放到废石漏斗为止的放矿方式称为低贫化放矿方式[10,16]。

低贫化放矿方式仅放出矿岩接触面的少量废石，以及废石漏斗尖部的少量废石，这样就有效地限制了废石的混入源。据物理模拟实验结果，采用低贫化放矿方式，可使矿石贫化率由15%~25%下降到4%~6%[10]。

低贫化放矿的理论基础，除了消除废石漏斗的扩展外，主要是矿岩流动空间的连续性，即存留于采场内的崩落矿石不会被覆盖岩石阻隔、可于下面分段回收的性质。这种连续性允许有计划地出矿，避免以大量废石混入为代价去放出贫化矿石，而那些必须混着岩石才能放出的矿石，暂时留于采场，转到下分段摆脱废石掺杂，以纯矿石形式或少量混岩形式放出。从放矿管理角度来说，低贫化放矿的核心是扩大纯矿石放出量，减少贫化矿放出量。它将贫化矿的放出局限于辨认废石漏斗的过程中，一旦发现废石漏斗正常到达出矿口，便停止放出。从散体移动条件分析来看，低贫化放矿方式推远了矿岩接触面到放矿口的总体距离，增

大了在放矿口上面较低位置矿石的比例。这样便有效地控制了废石的移动速度，增大了矿石的移动速度并改善了矿石移动的空间条件，从而可实现理想的放矿效果。

低贫化放矿方式同样强调采场结构参数的重要性，只是着眼点与截止品位放矿方式有所不同，截止品位放矿方式的着眼点是本步距的盈利最大，而低贫化放矿方式则是在便于管理的基础上，着眼于整个采场（矿块或矿段）的盈利最大。由于矿石移动空间的连续性，采场总盈利最大只要求各个分段的总和最大，并不追求单个分段的盈利最佳。低贫化放矿方式对每一分段来说，只要求贫化矿放出量最小，纯矿石放出量最大，因此实施低贫化放矿时，采场结构参数准则可归结为：保证放出体与顶面及侧面矿岩接触面同时相切。

低贫化放矿方式限制了废石漏斗的破裂，从而消除了废石的大量混入，与目前实行的截止品位放矿方式相比，可大幅度降低无底柱分段崩落法矿石贫化率，而且一旦辨认出废石漏斗已到达出矿口便停止放出，出矿管理简单，适应目前出矿工作人工管理水平，是目前应当提倡和大力推广的一种较好的放矿方式。

对其下有接收条件的非回收进路实施低贫化放矿，对不再具有回收条件的回收进路为最大限度地放出矿石而实施截止品位放矿，这样依靠位于矿体内的非回收进路提高采出矿石的质量，依靠矿体外的回收进路保证矿石的回采率，由此可大幅度降低倾斜中厚矿体应用无底柱分段崩落法的损失贫化值。

2.5 采场结构优化

2.5.1 采场结构的改进

无底柱分段崩落法为覆岩下放矿，传统的采场结构如图2-13所示，这种采场结构有两点不足：一是放顶工程布置在围岩里，投入大，放顶成本高；二是不适应转段回收特点，使近底板部位

矿量损失过大，为降低这部分损失的比例，而要求矿体必须具有足够的厚度[16]。

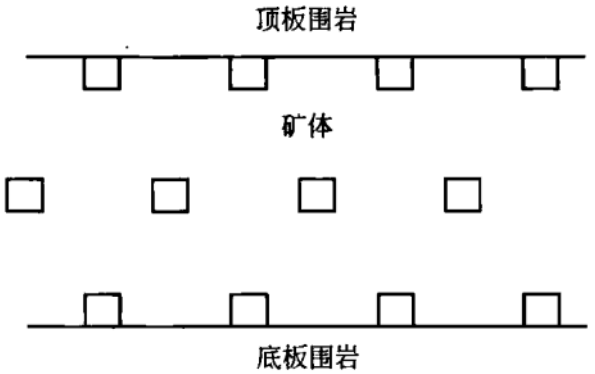


图 2-13　传统的采场结构示意图

由端部放矿散体移动规律和模拟实验结果可以得出，无底柱分段崩落法矿石损失贫化值的大小，主要取决于采场结构和放矿方式对崩落矿岩移动规律的适应程度。在现行无底柱分段崩落法回采工艺过程的基础上，采用低贫化放矿方式和与之相适应的采场结构，便可克服传统无底柱分段崩落法矿石损失贫化大的弊端，同时可以充分发挥该种采矿方法采场结构简单、安全条件好、机械化程度高和生产能力大的优点。

根据夏甸金矿Ⅶ号矿体开采技术条件，应用低贫损开采理论研究成果，按照采场结构和放矿方式适应散体的流动规律和矿岩冒落规律的要求，改进无底柱分段崩落法采场结构，提出了自落顶、设置回收进路和保持三个分段回采的新方案，如图 2-14 所示。

其技术要点为：

（1）利用第一分段进路回采提供的空间，诱导顶板围岩自然冒落，形成覆盖层；

（2）采用低贫化放矿方式，限制顶板冒落废石的混入量；

（3）开掘下盘围岩形成回收进路，充分回收残留于采场内的矿量。

图 2-14 所示的采场结构，在回采过程中可避免人为破坏顶板围岩，能够较好地保护顶板围岩的块度，有利于减少放矿过程

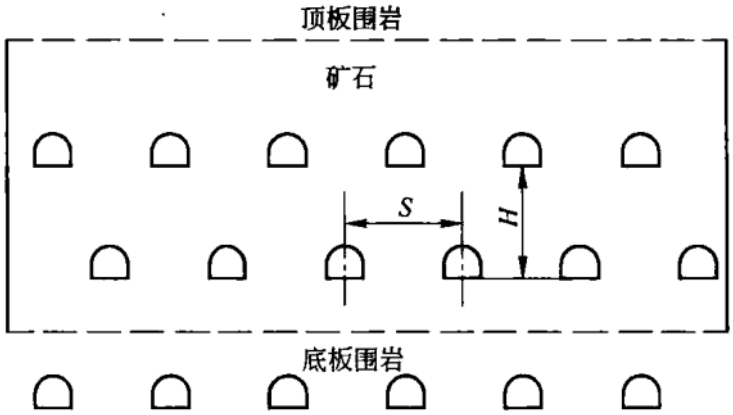


图 2-14　夏甸金矿采场结构示意图

中的废石掺杂。

由“自落顶、设置回收进路”的采场结构和保持三个分段回采原则和组合放矿方式，这三者改进的无底柱分段崩落法，与传统的无底柱分段崩落法相比，从采场构成要素到矿石回收方式，都有了本质的不同，为此将其命名为无底柱分段崩落法低贫损开采模式。依靠低贫化放矿方式和与之相适应的采场结构来降低矿石的贫化率；设置回收进路来提高矿石回采率，可有效解决倾斜中厚矿体应用崩落法开采的损失贫化问题。

利用这一采场结构开采 -350m 以下的Ⅶ号中厚矿体，由于矿体倾角与厚度不足，而且地压较大，此时的分段高度（H）、进路间距（S）、崩矿步距（L）与回收进路开掘岩石高度四个参数，对回采效率、生产可靠性与回采指标等影响重大，需进一步研究优化。

2.5.2　下盘回收进路的设置

为回收脊部残留和下盘残留矿量，必须在残留体之下的围岩里设置回收进路。设置回收进路的实质，是利用岩体崩落后成为散体的流动特性调整采场结构，提高回采率[36,37]。散体的流动仅发生在放出口之上的一定范围，这个范围的计算式为：

$$R = 2.5\sqrt{\frac{1}{2}\beta Z^{\alpha}} \tag{2-20}$$

式中　R——散体流动范围的半径；

Z——高度方向坐标值；

α，β ——散体流动参数。

在放出口之上的每一个水平剖面上，散体的位置与流动轴线的距离只有小于 R 时，散体才有可能发生移动，否则，当距离大于 R 时，尽管存在相邻流动现象的扰动，但散体仍保持静止状态。在无底柱分段崩落法中，放矿时矿石散体的流动轴线与出矿口轴线重合，而出矿口由回采进路形成，出矿口宽度等于进路的宽度，出矿口的间距等于进路间距。由于进路间距较大，在接近出矿口部位，矿石散体有较大一部分位于流动带之外，这部分散体无法放出而被就地残留。除此之外，位于流动带边缘部位的散体向出矿口移动的速度很小，这部分散体缓慢地向下运动，当放矿停止时，有相当大的一部分放不出来，残留于出矿口两侧，形成迁移残留矿量。这些迁移残留矿量与就地残留矿量形成无底柱分段崩落法较大的矿石脊部残留体。在脊部残留体之下的围岩里设置回收进路，使残留量得以充分回收，因此可提高矿石的采出数量。尤其对于夏甸金矿这种矿体铅直厚度较小的开采条件，设置回收进路是应用无底柱分段崩落法的基本条件。

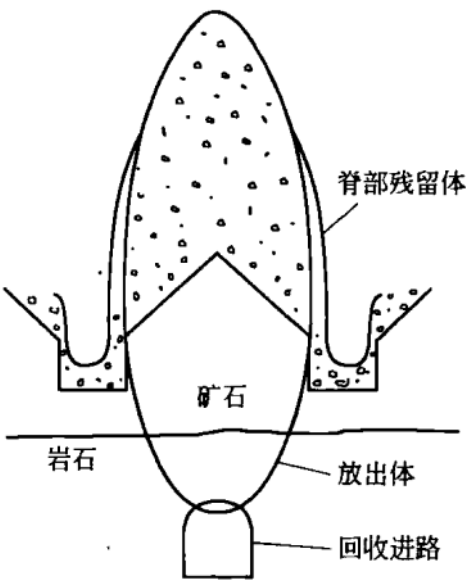


图 2-15　回收进路示意图

回收进路是无底柱分段崩落法转段回收特性所要求的[16]。由于每一分段放矿仅能放出本分段负担矿量的小部分，绝大部分需转移到下一分段回收，因此为回收矿体内最下一分段的残留矿量，以及为充分回收近底板或下盘部位矿量，就需在矿石残留体下方下盘围岩里开掘回收进路（图 2-15）。

回收进路是位置最低的回采进路，由它负担的回采矿量

不具有转移条件，而且由它接收的上面分段转移矿量的连续移动空间条件，也在回收进路放矿结束时自然消失，这样回收进路放不出来的矿石即成为永久损失，因此回收进路应采用截止品位放矿方式。

放矿截止品位可按总盈利最大原则确定，夏甸金矿为采选联合企业，最终产品为金矿粉，则：

$$C_d = \frac{C_c(C_j - C_w)(A_k + A_s + A_x - M_z)}{L_{Au}C_j(C_c - C_w)} \tag{2-21}$$

式中 C_d，C_c，C_j，C_w——分别为放矿截止品位、矿石品位、精矿品位和尾矿品位，g/t；

A_k——每吨采出矿石的放矿、运输、提升和选矿等项费用，元/t；

A_s——从矿山到选矿厂的运输成本，元/t；

A_x——每吨矿石的选矿成本，元/t；

M_z——每吨采出矿石中硫、银等副产品的纯收入，元/t；

L_{Au}——每克金销售收入。

回收进路的放矿过程是，先放纯矿石，后放贫化矿。其中在贫化矿放出前期，矿石品位不断增大；在放出后期，矿石品位逐渐降低，最后达到截止品位停止放出。当分段高度与进路间距一定时，贫化矿放出的数量及其综合品位主要取决于开掘岩石高度。开掘岩石的合理高度取决于矿床开采的技术经济条件，可按矿山实际技术经济指标计算确定。切岩高度可通过现场试验的方法确定。

应用崩落矿岩移动规律，可有效减少回收进路的废石放出量与混入量。减少废石放出量的办法是增大废石的残留量。在垂直进路方向上，可通过增大边孔角度少崩废石，来增大进路之间废石的残留量；在沿进路方向，可通过加大崩矿步距来增大废石的端部残留量。

回收进路适应了无底柱崩落法转段回收的特性，可使采场内

矿量得到充分回收，从而为其上个分段进路实行低贫化放矿或无贫化放矿解除了后顾之忧；同时也使无底柱分段崩落法本身对矿体铅直厚度的要求大为降低，使其适用范围得以拓宽。

总之，放矿方式与采场结构合理搭配，用截止品位控制放矿的回收进路提高采出矿石的数量，依靠无贫化或低贫化放矿的其他非回收进路提高采出矿石的数量，可使无底柱分段崩落法成为高回采率、低贫化率采矿方法。

2.6 结 论

（1）应用随机介质理论，进行了散体流动规律物理模拟实验，分析了矿岩颗粒流动特性及无底柱分段崩落法矿石损失贫化的机理，并由此提出了降低倾斜中厚矿体损失贫化的措施。

（2）理论分析和实验表明，废石漏斗的破裂是矿石贫化的主要原因，限制废石漏斗的破裂是减少废石混入的根本途径。

（3）实验表明，倾斜矿体采用分段崩落法，由于倾角不足，下盘残留量较大，残留量随分段高度的增加而急剧增大，为减少下盘损失，应适当降低分段高度。下盘残留体的坡面角约78°。

（4）对其下有接收条件的非回收进路实施低贫化放矿，对不再具有回收条件的回收进路为最大限度地放出矿石而实施截止品位放矿，这样依靠位于矿体内的非回收进路提高采出矿石的质量，依靠矿体外的回收进路保证矿石的回采率，由此可大幅度降低倾斜中厚矿体应用无底柱分段崩落法的损失贫化值。

（5）根据夏甸金矿Ⅶ号矿体开采技术条件，按照采场结构和放矿方式适应散体的流动规律和矿岩冒落规律的要求，改进无底柱分段崩落法采场结构，提出了自落顶、设置回收进路和保持三个分段回采的新方案。

（6）下盘损失是矿石损失的主要形式。为回收脊部残留和下盘残留矿量，必须在残留体之下的围岩里设置回收进路。设置回收进路的实质是利用岩体崩落后成为散体的流动特性调整采场

结构，提高回采率。

（7）回收进路适应了无底柱崩落法转段回收的特性，可使采场内矿量得到充分回收，从而为其上部分段进路实行低贫化放矿或无贫化放矿解除了后顾之忧；同时也使无底柱分段崩落法本身对矿体铅直厚度的要求大为降低，使其适用范围得以拓宽。

（8）自落顶、设置回收进路，保持三个分段回采的采场结构，组合放矿方式，由这三者改进的无底柱分段崩落法，可有效解决倾斜中厚矿体应用崩落法开采的损失贫化问题。

3 端部放矿散体流动规律与采场结构参数优选

3.1 散体流动参数实验研究

放出体形态实验是研究散体移动规律的重要手段，一方面可以用它来检验理论的逼真度，另一方面可通过它来确定散体流动参数，这样就可以用来优化采场结构参数。端部出矿时，由于出矿口有效流动尺寸与端壁面的双重影响，沿进路方向和垂直进路方向的散体流动参数的值不等，式（3-1）给出了散体的放出量 Q_t 与放出高度 z 之间的关系：

$$Q_t = \frac{\sqrt{\beta\beta_1}A\pi}{\omega+1}z_H^{\omega+1} \tag{3-1}$$

由于参数多且彼此之间的关系比较复杂，可通过达孔量法来测定散体的放出体形态，再用放出体形态来确定各参数值。达孔量法是目前国内应用较多、比较精确的一种实验方法，即先测定散体堆内的达孔量场，依据放出体表面是达孔量的等值面来确定放出体形态。该法是在散体里预先埋置标志颗粒。测量每一标志颗粒的达孔量值，即每一颗粒到达漏斗口时对应的放出量，由颗粒位置与其达孔量数值关系，确定出散体堆内每一纵剖面或横剖面的达孔量场，进而确定出放出体边界。

根据放出体的定义，达孔量的等值面即为放出体的外表面，测定出散体堆体内达孔量场，就可以绘制出放出体的形态。在放矿模型中，逐层（间隔5cm）放置标志颗粒，每一层借助定位板固定标志颗粒的位置（图3-1）。当实验模型填装到预定的高度时，将定位板靠端壁轻放在填料的上面，调整定位板使其中心与

端壁放矿口轴线相重合，并按序号向定位板小孔内投放标志颗粒。在每层所有的标志颗粒都投放完后，轻轻提起定位板，将标志颗粒留在所放的位置上。

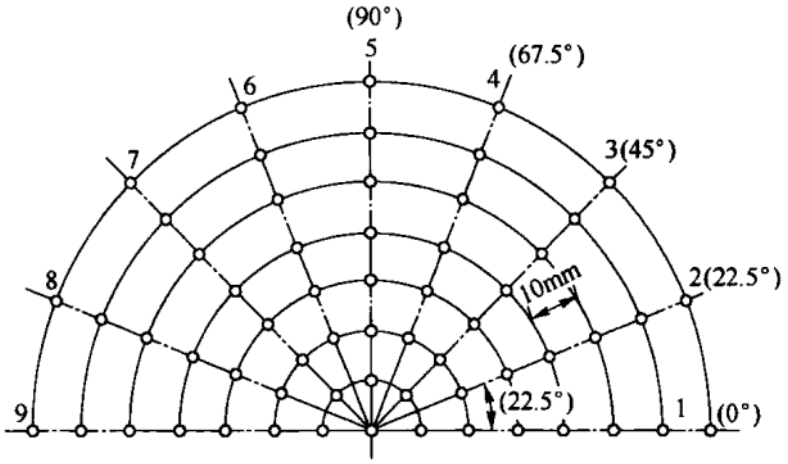


图 3-1　标志颗粒定位板示意图

放出过程中标志颗粒断续到达漏口，前后两次出现标志颗粒之间的放出量称为当次放出量。一旦标志颗粒出现在漏口，立即记下标志颗粒的层位与号码，称量并记录当次放出量。实验结束后累计每一层面每一排标志颗粒的达孔量数值，在达孔量（Q）与径向距离（r）坐标系中，按纵剖面绘制每一排标志颗粒的达孔量曲线，再由达孔量曲线确定出每一层面达孔量相等的点，将这些点用光滑曲线连接起来，便得放出体的纵剖面形态。如此绘制出每个方位的放出体纵剖面图形，再由这些纵剖面图形绘制横剖面，即可将放出体形态完整地揭示出来。

3.1.1　实验材料制备与实验模型

取夏甸金矿Ⅶ号矿体黄铁绢英岩和黄铁绢英岩化碎裂岩作实验材料，破碎成不大于 1.0cm 的块度，破碎料粒度自然级配见表 3-1。按 1/100 相似比，表 3-1 的单位“cm”相应于实际单位“m”。据现场调研和测量结果，表 3-1 的颗粒级配关系与实际基本符合。

表 3-1　实验散体粒度的级配

粒径/cm	<0.4	0.4~0.6	0.6~0.8
所占比例/%	28	27	45
装填密度/g·cm^{-3}	1.56	1.56	1.56

实验模型如图 3-2 所示，内部尺寸（长×宽×高）：450mm×450mm×1000mm；模型内壁每隔 50mm 划一水平刻度，用以确定标志颗粒安放的层面位置；模型底部与侧壁各开凿一个放矿口，前者用于测定底部放出的散体流动参数，后者用于测定端部放矿的散体流动参数；模型中央悬吊一重锤，锤尖正对底部出矿口中心，用来检查和调整模型安放情况，使其底部处于水平状态，同时也用于定位底部出矿口和端部出矿口的轴线。

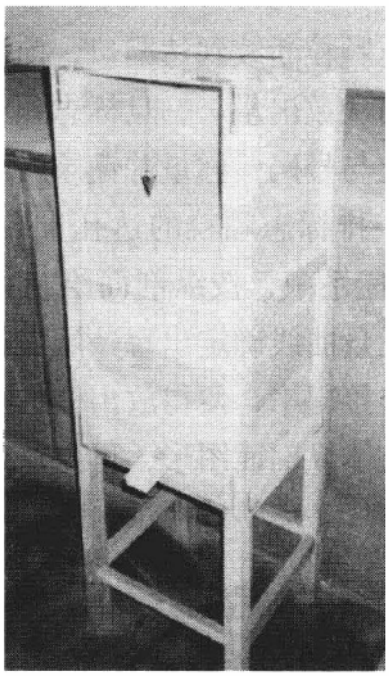


图 3-2　放出体实验模型

3.1.2　端部放矿实验数据

为了研究无底柱分段崩落法的散体流动特性，本次实验进行

了端部漏口放出时的达孔量实验，测定受直立边界影响时的散体流动参数。

根据出矿口的有效流动宽度，端部漏口宽度取为2.5cm。为消除侧壁对散体流动的影响，漏口开设在模型边壁的中央。

实验结果见表3-2～表3-6。

表3-2　$\theta=0°$剖面达孔量实验数据

Q \ h / R	5	10	15	20	25	30
0	24	60	170	354	712	1380
2	202	166	228	400	918	1456
3		502	390	760	1156	1916
4		4374	1308	999	1598	2912
5			3546	2806	3892	4040
6				8170	6588	6844
7				22552	12270	10670
8					17442	21326
9						32174

注：θ为剖面方位角；h为层面高度；Q为达孔量数值；R为颗粒点到出矿口轴线的水平距离。

表3-3　$\theta=45°$剖面达孔量实验数据

Q \ h / R	5	10	15	20	25	30
0	24	60	170	354	712	1380
2	1350	96	216	406	722	1174
3		256	310	502	766	1286
4		1428	684	902	919	1442
5		32586	1934	1916	1270	1726

续表 3-3

Q h / R	5	10	15	20	25	30
6			10658	3302	1854	3172
7				10382	3436	4700
8					6166	7592
9					14554	17124
10					29636	33834

表 3-4　θ=90°剖面达孔量实验数据

Q h / R	5	10	15	20	25	30
0	24	60	170	354	712	1380
2	406	118	216	382	712	1184
3		442	372	502	740	1250
4		2962	694	694	959	1308
5			1442	1646	1236	1824
6			6588	2962	2244	
7			30498	6514	3692	4210
8				13476	7460	5720
9					23770	7806
10					32122	20954

表 3-5　θ=135°剖面达孔量实验数据

Q h / R	5	10	15	20	25	30
0	24	60	170	354	712	1380

续表 3-5

Q h / R	5	10	15	20	25	30
2	248	112	216	400	700	1270
3		382	390	474	762	1324
4		3262	628	756	1124	1646
5			1538	1428	1442	1808
6			4770	2244	2046	2542
7				5446	3540	3436
8				18330	8220	6844
9					12104	8844
10					32416	19426

表 3-6　$\theta=180°$剖面达孔量实验数据

Q h / R	5	10	15	20	25	30
0	24	60	170	354	712	1380
2	142	112	288	642	937	1598
3	26262	582	582	802	1124	1806
4		2270	1216	1366	1366	1874
5			2542	1874	3278	2854
6			28656	7758	8844	8264
7					9942	9884
8					29076	24530

3.1.3　实验放出体形态与散体流动参数

由表 3-2～表 3-6 数据绘出达孔量曲线如图 3-3 所示，由此确

定的放出体形态如图 3-4 所示。

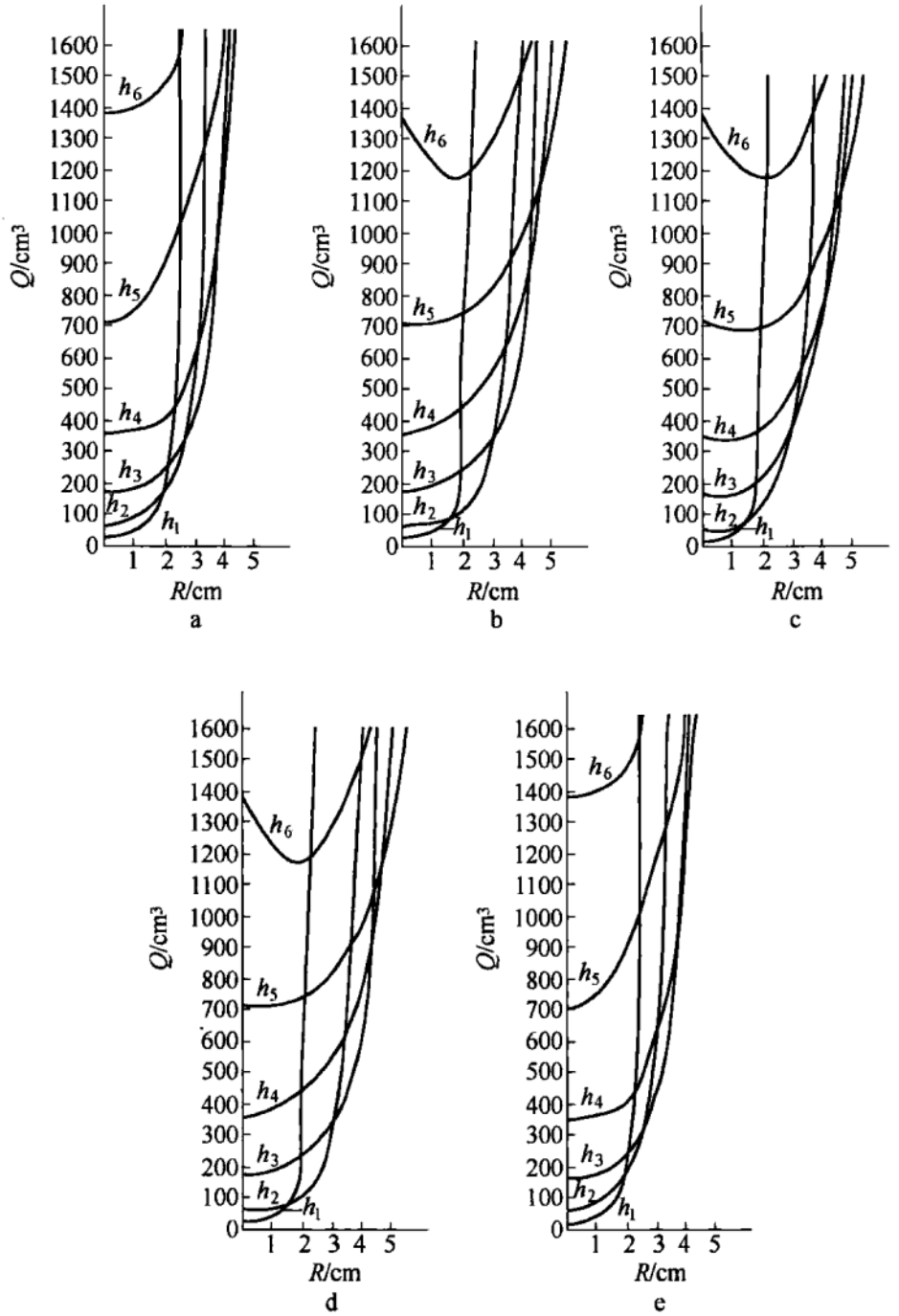


图 3-3　达孔量实验曲线

a—$\theta=0°$；b—$\theta=45°$；c—$\theta=90°$；d—$\theta=135°$；e—$\theta=180°$

$h_1=5$cm；$h_2=10$cm；$h_3=15$cm；$h_4=20$cm；$h_5=25$cm；$h_6=30$cm

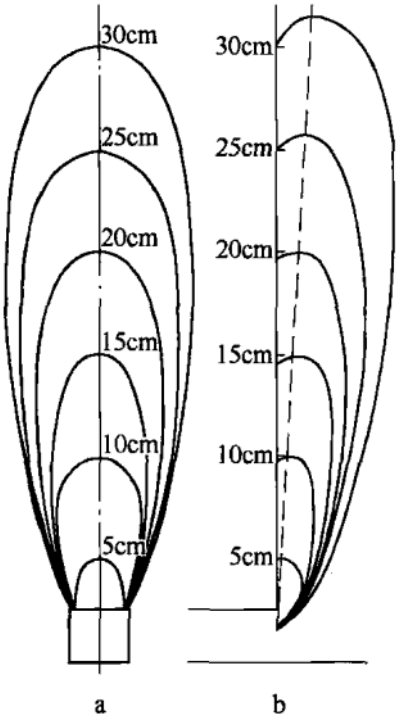


图 3-4　端部放矿的放出体形态

a—垂直进路方向；b—沿进路方向

根据随机介质放矿理论，端部出矿时，由于出矿口有效流动尺寸与端壁面的双重影响，沿进路方向与垂直进路方向的散体流动参数值不等，此时放出体曲面方程：

$$\frac{y^2}{\beta_1 z^{\alpha_1}} + \frac{(x - Kz^{\alpha/2})^2}{\beta z^{\alpha}} = (\omega + 1)\ln(H/z) \qquad (3\text{-}2)$$

式中　H——放出体高度；

α，β——沿进路方向散体流动参数；

α_1，β_1——垂直进路方向散体流动参数；

K——壁面影响系数。

用式（3-2）对图 3-4 放出体回归拟合，得端部放矿的散体流动参数值：$\alpha = 1.7376$、$\beta = 0.0814$、$\alpha_1 = 1.5940$、$\beta_1 = 0.1266$、$K = 0.0868$。

3.1.4 实验结果分析

由实验结果可知：

（1）由放出体图可以看出，放出体形态随放出高度而变化，当放出高度较小时，受出矿口有效流动范围影响，垂直进路方向的纵剖面宽度（横半轴长度）大于沿进路方向的宽度；随放出高度增大，这种剖面宽度差异变小，当放出高度达到一定值后，放出体上部沿两个方向的横半轴趋于等长。

（2）对于某一高度的放出体，其形态大体上与椭球缺类似，但不像标准椭球缺那样上下对称。α、β 的物理意义可从它们对放出体形态的影响上表现出来。对放出体方程进行数学分析可知，β 影响放出体的总体宽度，α 决定放出体上部与下部的相对形态。当 $\alpha < 1/\ln 2$ 时，放出体下部较粗上部较细；当 $\alpha > 1/\ln 2$ 时，放出体上部粗下部较细；当 $\alpha = 1/\ln 2$ 时，放出体最宽部位在其中部。

（3）夏甸金矿无底柱分段崩落法放矿时，散体流动参数为：沿进路方向 $\alpha = 1.7376$，$\beta = 0.0814$；垂直进路方向 $\alpha_1 = 1.5940$，$\beta_1 = 0.1266$；壁面影响系数 $K = 0.0868$。

（4）散体流动参数值，主要取决于矿石散体的松散（或黏滞）性质与放出条件。因 $\alpha > 1/\ln 2$，$\alpha_1 > 1/\ln 2$，表明放出体上部较宽、下部较窄，即矿石散体具有良好的流动性。

3.2 采场结构参数优选

优化采场结构参数的原则是使每一分段的贫化矿放出量最小、纯矿石放出量最大，以此实现整个矿段的总盈利最大。为此，首先需要根据矿体条件与矿石散体流动特性确定合理的分段高度，以及分段高度、进路间距与崩矿步距三者的合理关系。

3.2.1 分段高度的确定

分段高度应保证损失贫化指标最佳和经济效果最优，传统上主要依据凿岩机的凿岩能力和矿体赋存条件决定[38]。而倾斜中厚矿体铅直厚度较小，图 2-14 中，夏甸金矿Ⅶ号矿体第一分段进路在空场下出矿，进路底板上不可避免地存留一层厚度不小的崩落矿石，在菱形布置进路的采场结构中，根据崩落体、残留体和放出体三者之间的关系，这层矿石需要在第三分段进路充分回收，为此，在确定分段高度时，需要保证三个分段回采，称之为三分段回收原则[39]。按这一原则，根据夏甸金矿Ⅶ号矿体厚度与倾角条件，－385m 中段的分段高度取为 7m；－424m 中段的分段高度取为 8m。

3.2.2 进路间距优选

无底柱分段崩落法影响放矿的采场结构参数主要是分段高度（H）、进路间距（S）与崩矿步距（L）。分段高度和进路间距是两个相互关联的参数，从有利于改善矿石移动空间条件来讲，对一定的分段高度，在确定进路间距时应考虑如下两点：

（1）保证分段放矿结束后，所形成的矿石脊部残留体（进路之间残留矿石构成的形体），只有一个峰值，而且峰值点位于两条进路的中间；

（2）该峰值点在下分段出矿时率先到达出矿口。

前一条原则限制进路间距不能过大，后一条原则限制进路间距不能过小。

通过物理模拟实验，可以得出散体放出时空位横向扩散方差值[10]：

$$\sigma = \sqrt{\frac{1}{2}\beta z^{\alpha}} \tag{3-3}$$

在高为 z 的水平面上，以放出口为轴线中心、半径为 R 的范围内，散体颗粒发生移动的概率为：

$$\Phi(z,R) = \int_0^{2\pi}\int_0^{R} p(r,z)r\mathrm{d}r\mathrm{d}\theta = 1 - \exp\left(-\frac{R^2}{\beta z^{\alpha}}\right) \quad (3\text{-}4)$$

由式（3-3）和式（3-4）可确定散体移动范围（图 3-5）。取 2.5δ 作为移动带宽度，由式（3-3）得移动带边界计算式：

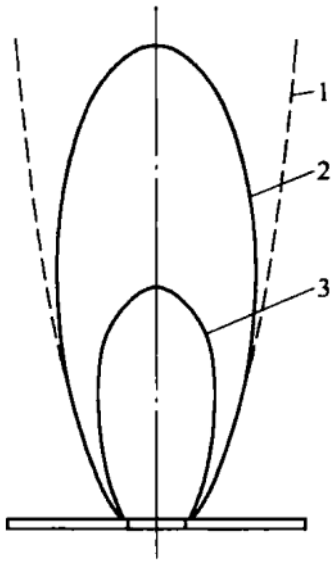


图 3-5　移动带形成过程

1—边界界限；2—瞬时松动体；3—放出体

$$R = 2.5\sqrt{\frac{1}{2}\beta_1 z^{\alpha_1}} \quad (3\text{-}5)$$

式中　α_1，β_1——垂直进路方向流动参数值。

无贫化放矿进路间距为：

$$S = 2R = 5\sqrt{\frac{1}{2}\beta H^{\alpha}} \quad (3\text{-}6)$$

采用低贫化放矿方式时，矿石脊部残留体较大（图 3-6），每一条进路负担回收一个残留体，如图中 1 号进路负担回收残留体 A，2 号进路负担回收残留体 B。为取得最佳回收效果，要求每一出矿进路，能够完整地回收所负担的残留体，又不扰动相邻残留体。因此，出矿时的有效流动带宽度，应在上分段进路的中心线部位。

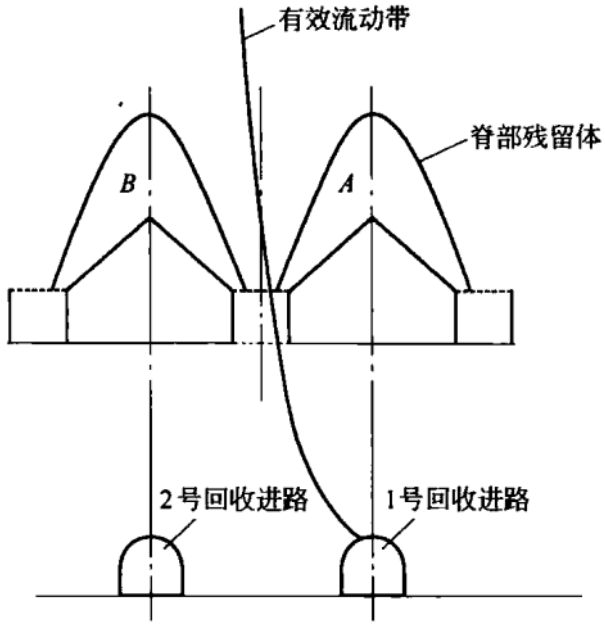


图 3-6　低贫化放矿时进路间距确定示意图

夏甸金矿Ⅶ号矿体铅直厚度小，采用了组合式放矿。第一分段进路既要尽可能多地放出崩落矿石，减小端部残留量，又要防止放出断层泥；第二分段进路采用低贫化方式控制，见废石即停，以提高采出品位；第三分段为回收进路，采用截止品位放矿和放出量综合控制方法。因此，进路间距要适应放矿方式的变化。

根据图 3-5 和图 3-6，考虑放矿口宽度的影响，按流动区域进行分析，由式（3-6）得截止品位放矿、无贫化放矿和低贫化放矿方式的进路间距：

$$S = 2R + \mu b = 5\sqrt{\frac{1}{2}\beta_1 H^{\alpha_1}} + \mu b \qquad (3\text{-}7)$$

式中　H——分段高度；

b——进路间距；

μ——系数，与废石漏斗在进路顶板的出露宽度有关，当采用无贫化放矿方式时，$\mu \approx 0$；当采用截止品位放矿方式时，$\mu \approx 0.75 \sim 0.8$；当采用低贫化放矿方式时，$\mu \approx 0.1 \sim 0.6$。

将 $H = 7 \sim 8\text{m}$，$b = 2.5\text{m}$，$\alpha_1 = 1.5940$，$\beta_1 = 0.1266$ 代入式

(3-7) 得:

$$S = 1.26(7^{0.7970} \sim 8^{0.7970}) + 2.5\mu \qquad (3\text{-}8)$$

不同放矿方式的进路间距与分段高度关系见表3-7。

表3-7 不同放矿方式的进路间距与分段高度关系

分段高度/m	7	8
截止品位放矿的进路间距/m	7.82	8.48
无贫化放矿的进路间距/m	5.94	6.61
低贫化放矿的进路间距/m	6.19~7.44	6.86~8.11

进路间距的选取，除了考虑散体流动特性之外，还需要考虑回采进路的稳定性。由于Ⅶ号矿体埋深较大，采动地压较大，上方没有被采空区卸载的进路，在服务年限内需承受较大的地压。因此，改用崩落法开采的第一个中段，大部分进路处于较大的地压作用之下，而且由于矿体倾角较缓，其下每一个分段的上盘侧进路，也需承受较大的采动压力。因此，进路间距不能过小，以确保回采进路有足够的稳定性。综合以上分析，进路间距选定8m。

3.2.3 崩矿步距确定

无底柱分段崩落法实际放矿过程中，崩矿步距不合理是产生矿石贫化的主要原因：

(1) 崩矿步距过小时，放出体提前深入正面冒落废石，将产生大量正面废石混入，同时上部矿石可能被废石隔断无法放出而造成矿石损失；

(2) 崩矿步距过大时，放出口上部废石漏斗破裂，产生大量废石混入，同时使脊部损失增加。

确定了分段高度与进路间距之后，就可优化崩矿步距了。由于爆破后矿石堆体的实际形态不容易查清，优化工作需根据实际出矿现象通过现场寻优来完成。端部放矿条件下，放出体、放出

漏斗与颗粒移动迹线形态如图 2-5 所示，这表明，每一条颗粒迹线在出矿口都有确定的位置，依据废石在出矿口最先出现的位置，沿迹线便可辨认出废石来自哪个方位。

当崩矿步距过小时，正面废石率先达到出矿口，此时矿岩接触面的移动过程如图 3-7a 所示，废石漏斗到达出矿口时离开进路顶板眉线一段距离，废石流被矿石流四周包围，俗称“包馅”现象；当崩矿步距过大时，顶部废石率先到达出矿口，此时矿岩接触面移动状态如图 3-7b 所示，废石最先在端部出矿口眉线部位呈薄层流出，由于流轴偏离端壁一段距离、加之在端壁上方原来残留的矿石投入流动，使顶面废石到达出矿口时不紧贴出矿口眉线，而是隔着一层很薄的矿石层，由此形成废石混着矿石流出。但此时废石流出的速率较慢，废石在端部口出露的部位较高，且当废石块度较大时，常常在出矿不久，出矿口就被大块废石或废石形成的结构卡住。

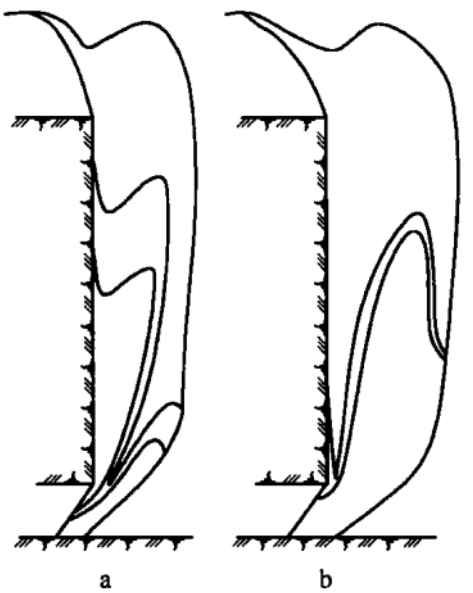


图 3-7　崩矿步距过大、过小时矿岩接触面移动过程及废石漏斗出露的位置

a—崩矿步距过小；b—崩矿步距过大

因此，根据废石在端部出矿口出露的位置高度，可以判别废石来自顶面还是端部正面。如果废石出露部位较低且四周被矿石

包裹，表明废石来自端部正面，此时崩矿步距过小，应加大崩矿步距；如果废石靠出矿口眉线呈“高位薄层”流出，表明废石来自顶面，此时崩矿步距过大，应减小崩矿步距。合理的崩矿步距值，是使顶面与端部正面的废石同时到达出矿口，此时表现为废石出露得晚，一旦出现，就很快在出矿口占据较大的断面积，以较快的速度流出。

研究表明[40]，由于沿进路方向散体水平移动速度分布函数拐点与垂直速度分布函数拐点非常接近，可用式(3-9)确定沿进路方向散体有效移动带边界：

$$X = [f(\theta,i)\mu + \sqrt{k}]z^{\frac{2-n_0}{2}} \tag{3-9}$$

式中 n_0——与散体黏结性有关的实验常数；

θ——端壁倾角，$\theta = \pi/2$；

i——崩落矿岩散体自然安息角，rad；

k——散体侧向填补系数。

当 $x > X$ 时，散体的水平移动速度和垂直移动速度的变化非常小，颗粒的移动距离也比较小。实际放矿中要放出该部分散体，则须以大贫化为代价。由此得出端部放矿步距的近似确定方法，如图3-8所示。

设崩矿步距为 R，分段高度为 H，则 R 可由式(3-10)近似确定：

$$R = [f(\theta,i)\mu + \sqrt{k}]H^{\frac{2-n_0}{2}} + \frac{1}{3}R' \tag{3-10}$$

$$R' = L - h(\cot i - \cot i')$$

式中 R'——端部放矿时放出口沿进路方向的散体有效流动范围，工程实际中，当 R' 很小时则在沿进路方向可认为散体是由点源放出，$R' \geqslant 0$；

L——铲运机铲取影响深度，L 一般在0.8～1.8m之间，具体视设备及矿岩块度近似而定，如ZYQ-14型装运机出矿可取$L \leqslant 1.2$m，斗容1.5m^3的铲运机出矿时可取 $L = 1.3 \sim 1.5$m，斗容2～3m^3的铲运机出矿

时可取 L =1.5～1.8m。

h——出矿巷道高度；

i'——散体压实静止角。

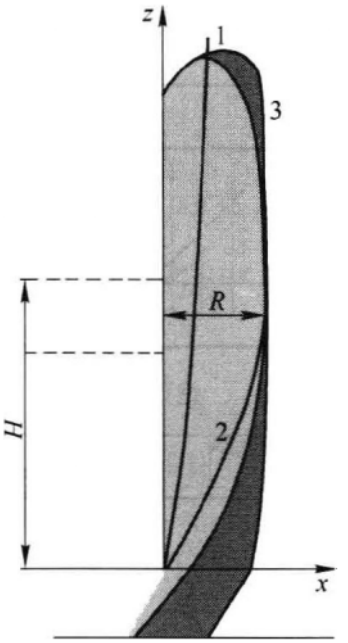


图 3-8　散体有效移动带与崩矿步距

1—流轴；2—有效移动带边界；3—爆堆形态

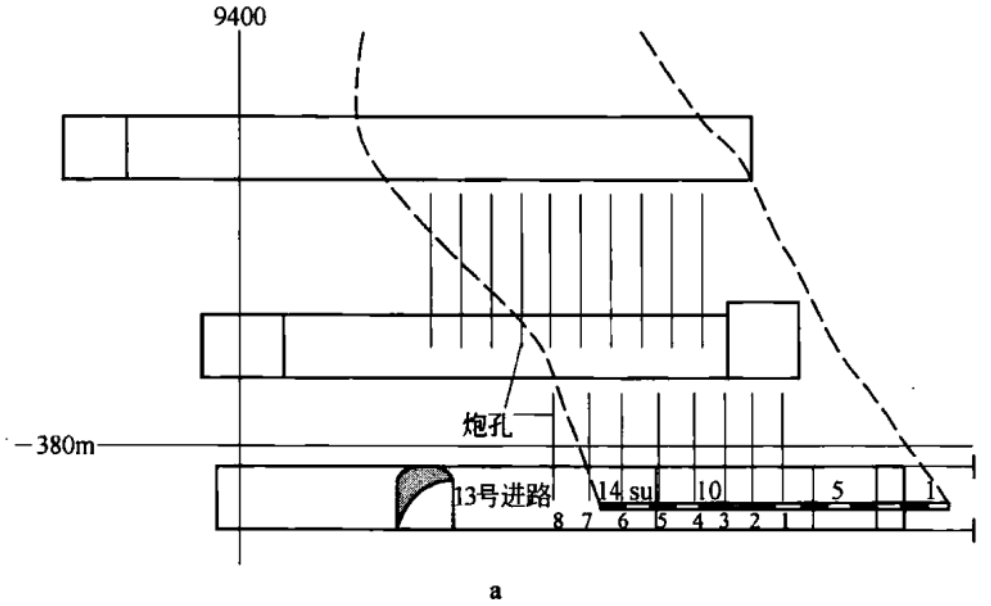
由式（3-10）可知：矿岩散体黏结性系数 n_0越大，则崩矿步距 R 越小，对应放出体又细又高。参数 k 越小，崩矿步距 R 越小。因此，当崩落矿岩中含水量相对较大或粉矿含量大时，均会造成散体黏结性变大，此类情况下就应当采用小崩距放矿。

在 -371m 沿脉，进行了 1.2m、1.3m 和 1.4m 步距试验，试验结果表明，夏甸金矿Ⅶ号矿体分段高度 × 进路间距为 7m × 8m 时，崩矿步距为 1.2m，废石漏斗在端部口出露的位置较好。

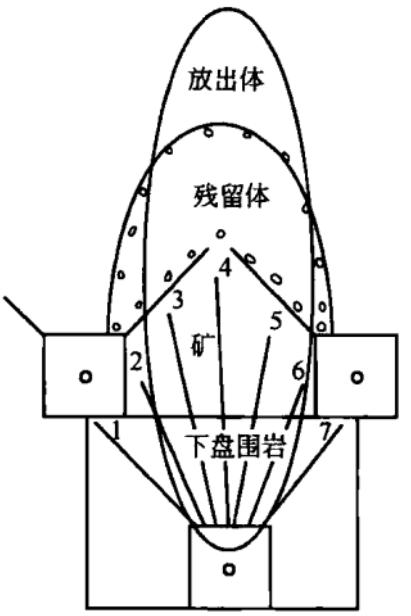
3.3　下盘岩石合理开掘高度确定

为研究确定Ⅶ号矿体回收进路的合理开掘岩石高度，在 -385m分段 13 号进路，对回收进路的出矿过程进行了跟班标定。标定点开掘岩石条件如图 3-9 所示，出矿工作一直出到断层泥在

出矿口大量出露为止。出矿品位变化过程见图 3-10、图 3-11 和表 3-8、表 3-9。



a



b

图 3-9　回收进路回采条件

a—13 号进路剖面图；b—第 8 排炮孔剖面图

su—黄铁绢英岩

1 ~8—炮孔编号

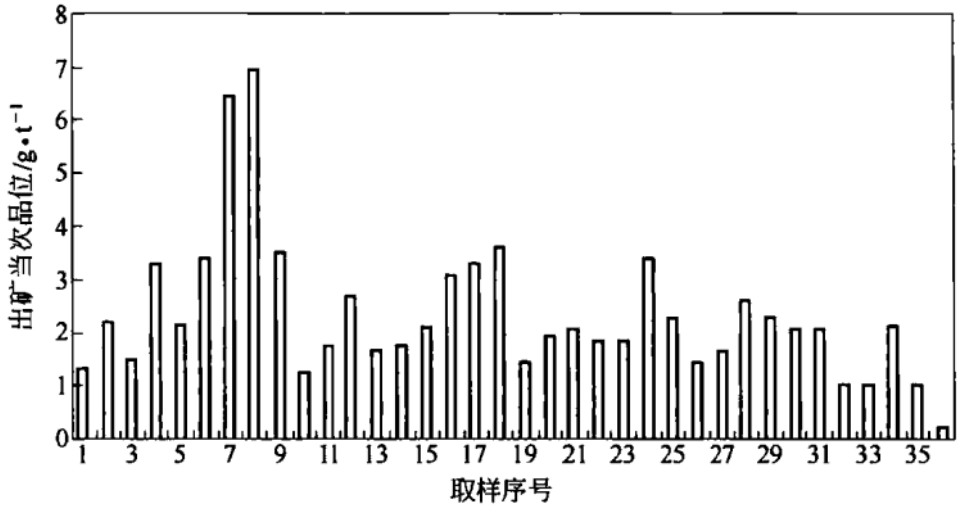


图 3-10　回收进路当次出矿品位变化过程标定结果

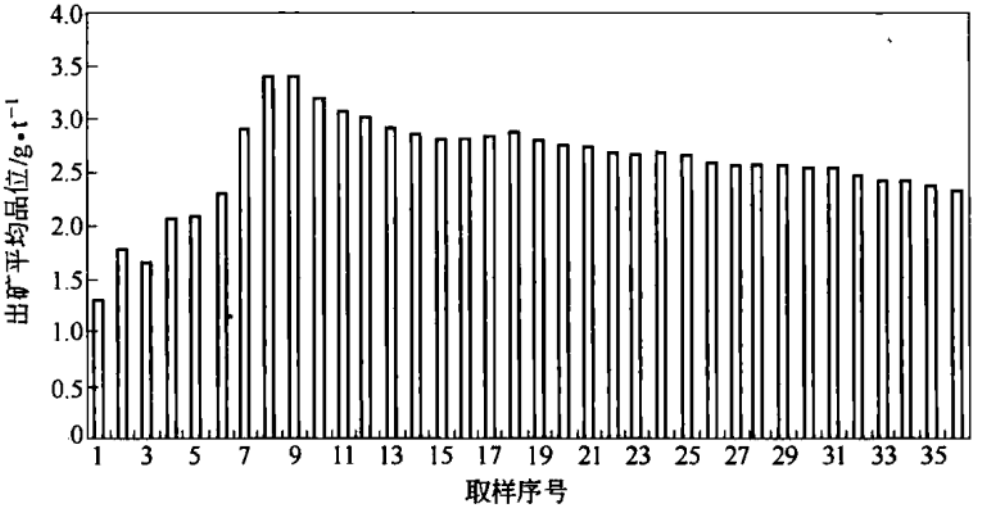


图 3-11　回收进路出矿平均品位变化过程标定结果

表 3-8　回收进路当次出矿品位变化过程标定结果　(g/t)

取样序号	1	2	3	4	5	6	7	8	9
品　位	1.31	2.21	1.47	3.27	2.18	3.38	6.43	6.97	3.49
取样序号	10	11	12	13	14	15	16	17	18
品　位	1.2	1.74	2.67	1.63	1.74	2.12	3.05	3.27	3.59

续表 3-8

取样序号	19	20	21	22	23	24	25	26	27
品　位	1.42	1.96	2.07	1.85	1.85	3.38	2.29	1.42	1.63
取样序号	28	29	30	31	32	33	34	35	36
品　位	2.61	2.29	2.07	2.07	0.98	0.98	2.12	0.98	0.22

表 3-9　回收进路出矿平均品位变化过程标定结果　（g/t）

取样序号	1	2	3	4	5	6	7	8	9
品　位	1.31	1.76	1.66	2.07	2.09	2.30	2.89	3.40	3.41
取样序号	10	11	12	13	14	15	16	17	18
品　位	3.19	3.06	3.03	2.92	2.84	2.79	2.80	2.83	2.87
取样序号	19	20	21	22	23	24	25	26	27
品　位	2.80	2.76	2.72	2.68	2.65	2.68	2.66	2.61	2.58
取样序号	28	29	30	31	32	33	34	35	36
品　位	2.58	2.57	2.55	2.54	2.49	2.44	2.43	2.39	2.33

采用斗容 0.75m^3 的电动铲运机出矿，出矿满斗系数约 0.9，每斗出矿量约 1.21t。每出 10 铲斗取一次样，即图 3-10、图 3-11 中的取样序号乘以 10，即为出矿铲斗数。

由图 3-10 与图 3-11 可见，当开掘岩石高度 4.5m 时（从进路顶板算起），前 30 铲斗矿石（约 36t）混入岩石量较多，出矿品位较低（平均品位 1.66g/t）。此后，随着上部崩落矿石放出量的增大，出矿品位逐渐增大。本步距崩落矿岩总量为 163.52t，其中崩落岩石量 54.24t，崩落矿石量 109.28t。

由表 3-8 计算可得，放出矿量为 435.6t，平均出矿品位 2.33g/t，共采出金属量 1015.31g。根据夏甸金矿地测科提供的数据，本步距矿体平均地质品位 3.89g/t，崩落矿石的金属量为

425.10g，由此表明，回收进路大量地放出残留于采场内的矿石。

回收进路均属于第三分段进路，一般放出量为崩落矿岩总量的150%左右。在试验条件下，由表3-8计算可得，当放出量为崩落总量的150%时，采出矿石的平均品位为2.76g/t，贫化率为29.05%。夏甸金矿选矿厂的最低入选品位为1.5g/t，按此计算，当矿石品位等于2.2g/t时，回收进路的最大开掘岩石高度，即可取用4.5m（图3-12），也就是说，按上一分段进路底板水平出露矿岩界线的位置确定下分段回采边界的条件，是矿石地质品位不小于2.2g/t。当矿石地质品位小于2.2g/t时，回收进路开掘岩石的最大高度需要降低；当矿石地质品位大于2.2g/t时，回收进路开掘岩石的最大高度还可以进一步增大。

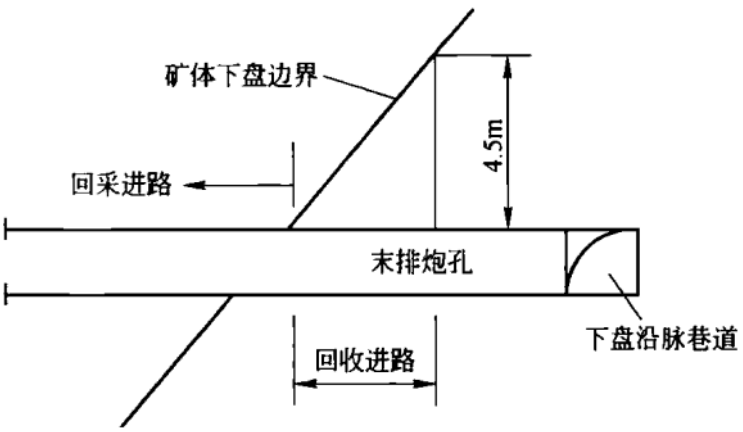


图3-12　回收进路及其开掘岩石高度

由于矿体品位多变，而且下盘侧有夹石出露现象，而目前的矿山地质工作还远不能准确地确定矿体下盘侧的品位分布，因此目前回收进路的最大开掘岩石高度，只能用统计方法寻优确定。试验表明，现今实施的最大开掘岩石高度4.5m的方法，绝大多数回收进路都可取得良好的回采指标，仅个别回收进路回采品位过低。随着无底柱分段崩落法回采工艺技术的提高，应加强下盘侧矿石品位的控制工作，以此进一步优化回收进路的布置条件。

4 夏甸金矿倾斜中厚矿体开采方案研究

4.1 矿床赋存条件

夏甸金矿Ⅶ号矿体位于蚀变断裂带主断裂面以下，走向长180～200m，水平厚度0.2～20m，倾角一般45°～55°。矿床受区域性断裂构造所控制，矿体与围岩无明显地质界线，构成矿体及顶底板围岩见表4-1，围岩较稳固，坚固性系数$f=8\sim10$；矿体不稳固但坚固性系数较大，坚固性系数$f=10\sim12$。矿岩抗压强度见表4-2，上盘受招平断裂带的影响，易冒落，倾角和厚度变化复杂。矿体两端较薄，中部较厚，其中厚度大于5m矿段走向长100～130m。矿石平均品位为5.78g/t，最高品位达53.46g/t，矿石体重为2.87t/m^3，平均松散系数为1.6。研究开采的矿体赋存于-350m以下，构造破碎带富水性差，补给条件差，水文地质条件简单。矿石自然安息角38°～38.5°。矿石类型为含金黄铁绢英岩化花岗质碎裂岩。矿体产状稳定，形态复杂，矿石物质成分和矿石类型简单，可选性能良好，属于中温热液低硫低品位构造破碎带蚀变岩型金矿床。矿区地处胶东西部低缓丘陵地带，矿床地表为荒山和瘠薄的贫地，允许塌陷。

表4-1 矿体及顶底板岩石类型分布

矿岩类别	Ⅶ号矿体	顶板围岩	底板围岩
岩石类型	黄铁绢英岩、黄铁绢英岩化碎裂岩	黄铁绢英岩、黄铁绢英岩化碎裂岩、蚀变闪长玢岩	黄铁绢英岩、黄铁绢英岩化碎裂岩、蚀变闪长玢岩

表 4-2　矿岩抗压强度

序　号	岩　性	抗压强度/MPa
1	蚀变闪长玢岩	83.2～91.3
2	下盘绢英岩化碎裂岩	188.3
3	黄铁绢英岩	149
4	上盘绢英岩化碎裂岩	39.5
5	花岗岩	130.5

矿区构造以断裂为主，招平断裂为主干构造。矿体及顶底板围岩，均有次级构造裂隙分布，按其产状可分为两组，主要为走向北东，与主断裂面平行或斜交，倾向南东，倾角一般较缓；次为走向近东西向，倾向南或南东，倾角一般较陡。分别以断层、裂隙和节理形式出现，分布很不均匀，出现频率一般为 3 条/m，局部地段可达 7～14 条/m。构造裂隙延长由几米到几十米，宽十几厘米，最宽 1.3m。裂隙面多为岩屑黏土或蚀变矿化作用所产生的矿物充填。在构造裂隙发育较高地段，矿体及其顶底板围岩易于坍塌、掉块。

4.2　采矿方法及存在的问题

4.2.1　上向水平分层充填采矿法

Ⅶ号矿体采用明竖井＋盲竖井联合开拓方案，共分三期。一期工程为侧翼下盘竖井开拓，井口标高＋163m，井底标高＋5m；二期工程为下盘盲竖井，井口标高＋5m，井底标高－230m；三期工程为下盘盲竖井，井口标高－230m，井底标高－595m。

－350m 以上采用上向水平分层干式充填采矿方法。矿块沿走向布置，平均长度 27.5 m，阶段高度 35～40m，宽度等于矿体水平厚度，采场回采顺序为由中间向两翼回采。在回采过程中，用锚杆或锚网支护上盘围岩，并留下夹石或矿石点柱保护采空区

顶板。采场结构如图4-1、图4-2所示。

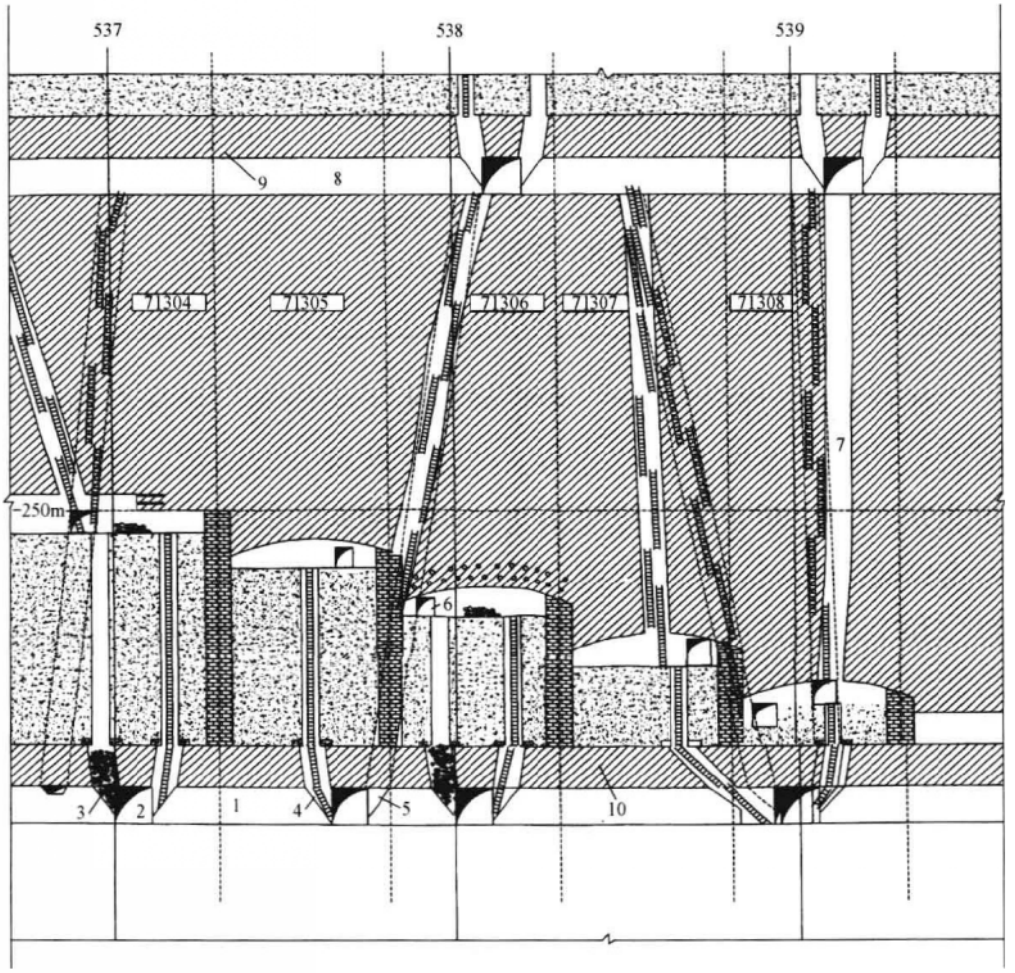


图4-1　干式充填采矿法垂直投影图

1—阶段水平沿脉；2—阶段水平穿脉；3—顺路溜矿井；4—顺路人行井；5—脉外人行及溜矿井；6—脉外井与采场联络道；7—充填井；8—上阶段水平沿脉；9—顶柱；10—底柱

4.2.1.1　采准工程

在每个矿块中至少布置两个溜矿井、4～5条顺路人行天井和两条以上充填天井。部分天井上半部分可作为充填井，下半部分作为溜矿井，随着回采的高度增加架设顺路溜矿井。在上盘施工一条人行井。由于矿量较大，根据上部中段的使用情况顺路溜矿井很难服务到顶，为解决溜矿井的问题，同时为增加人行出

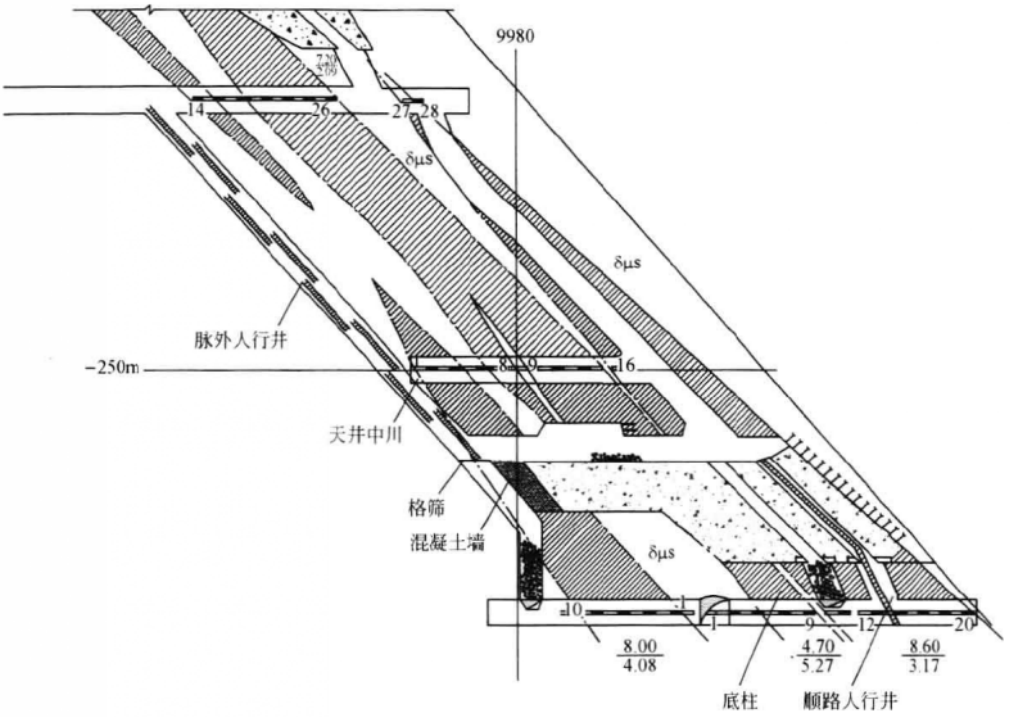


图 4-2　干式充填采矿法剖面图

δμs—闪长玢岩

口，在采场下盘施工一条下盘溜矿人行井。

4.2.1.2　切割工程

切割工程以 -265m 水平探矿拉底为切割空间。

4.2.1.3　回采工艺

采场的回采工艺包括地质圈矿、凿岩爆破、通风防尘、清理浮石及护顶、二次破碎、矿石运搬、架设顺路人行井、溜矿井、充填等作业循环。

4.2.1.4　落矿方式

落矿方式以人行井为中心沿走向向两翼回采。

（1）凿岩。采场落矿采用浅孔凿岩装药爆破，凿岩工具为 7655 气腿式凿岩机。

（2）爆破。凿岩结束后为了控制顶板，尽可能地利用矿岩自身的稳固性。

（3）排险平场。采场在出矿前需要先进行排险工作。排险作业由两人进行，作业时一人监护和照明，详细观察采场的变化情况，及时告知撬毛人。排险前观察好退路，按照由外往里的顺序进行排险。

（4）护顶工作。由于采场跨度较大、上盘稳固性差，在回采过程中必须严格对上盘和顶板进行支护，排险工作结束后，根据采场的稳固情况对采场进行支护。矿体较为破碎的情况下可根据现场实际情况（采场的稳固程度、矿体的品位分布情况）主动留有点柱。

（5）二次破碎工作。落矿后产生的不合格大块，在矿石运搬的过程中需进行二次破碎。不合格大块在出矿结束后集中进行爆破破碎。根据该矿井下采场的实际情况，矿石的块度大于350mm×350mm 时，在出矿前进行二次破碎。

（6）出矿。由于矿体较为破碎，沿走向无较大变化，出矿采用人工出矿。矿石块度不大于350mm×350mm，若落矿块度大于该尺寸，则出矿前必须进行二次破碎。采场中出现的毛石，用手选出 250mm × 250mm 以上的毛石填至采场的上盘。矿块在－230m水平以上的为上一矿块的底柱，作为下一矿块的顶柱回采，底柱由下部矿块回收。底柱回采时采用分块后退式回采方式进行，回采完毕一段后随即用充填料密实进行另一区域回采。采场回采期间留有的点柱不再进行回采。

（7）充填工艺。由于该矿块前期采用干式充填，后期采用干式充填和尾砂充填相结合的充填方式，在溜矿井、人行井的架设须按照尾砂充填的要求进行架设。充填前必须做好以下工作：架设好顺路人行井、溜矿井；检查人行井及充填井的畅通情况；密封溜矿井。充填料由充填井倒放，人工扒装及平场。人工平场时必须保证充填面平整，且无大块毛石。采场上盘用充填料密实。充填结束后，清理干净充填井并架设好梯子，保证采场落矿

时通风良好，行人安全。

4.2.2 存在问题

采场生产能力一般为25～30t/d，充填能力为20～25t/d。在相对稳固采场，损失率为6%，贫化率为8%；在厚度较大且不稳固采场损失率急剧上升，有时高达25%～30%，同时带来诸多不安全因素，每年均发生不同程度的安全事故。

Ⅶ号矿体进入－270m以下开采以后，矿体厚度和地压增大，矿岩稳固性变差，采场容易出现塌方冒顶，生产安全条件变差，矿柱损失矿量增加，采场生产能力不能满足矿山发展要求，上向水平分层干式充填法的适应能力降低。应用干式充填法存在以下7个方面问题亟待解决[41]：

（1）矿石损失大。当矿体厚度超过7m时，采场内沿走向每隔7～10m就需留下一个宽度3～4m的保安矿柱；在矿体上盘，还需留下1～2m厚的护顶矿柱。保安矿柱的矿量损失约为6%～10%，护顶矿柱的矿量损失约为8%～16%，两者总共损失量约为14%～26%。此外，部分采场空区围岩冒落造成的矿量损失更大，如13536号、13537号采场，矿石损失率高达45%，贫化率20%左右。当矿体厚度10m以上时，正常回采的干式充填法采场的矿石损失率平均25%左右，贫化率8%左右。矿体厚度越大，矿柱损失量就越大。

（2）顶板控制比较困难，生产安全条件差。由于矿体主要受主裂面控制，次级构造比较发育，中厚以上矿体较为破碎，易坍塌，给采矿工作带来相当大的难度，回采时安全条件差，如13536号采场，回采过程中顶板不时发生掉块现象。工人需要在空场下作业，为保证作业安全，对稳固性很差的上盘围岩需要采用锚杆或锚网支护。厚度10m以上矿体，支护工作量很大，但仍不能有效消除顶板冒落现象的发生。

（3）安全隐患多。在倒放充填料时，倒放人员必须与扒装人员联系好，倒料时扒装人员应远离充填井，防止充填料伤人；顺路溜矿井、人行井在散体中架设难度大，容易破坏，维护困难；

采场内的溜矿井、充填井必须架好格筛，防止人员坠落或堵塞；出矿前需要在进入采场工作前检查回采工作面，采场顶板和两帮的浮石必须排除干净。工序较多，安全隐患多，安全事故发生概率大。

（4）效率低，劳动强度大，生产能力小。由于矿岩较为破碎，当矿体厚度较大时，采场支护和平场工作量大，人工出矿效率低，工人的劳动强度大，作业循环周期长。

（5）采场工作环境较为恶劣。由于使用废石充填空区，下放充填料的粉尘，对采场造成比较大的污染，视线不清楚，工人扒装作业较为困难，而且危害工人健康。

（6）强采强出难。由于采空区围岩自稳时间短，要求采场回采时尽量缩小回采单元，并做到强采强出，缩短回采周期，尽可能缩短顶板暴露时间。但是在实际生产中实施困难，因为稳固性越差的采场，工人越不愿意进入采场工作，生产进度滞后，常常导致顶板矿石大量冒落，造成矿量损失。如 13537 号采场因安全条件差，滞后回采造成顶板冒落损失矿量达 600 余吨。

（7）充填工艺较为复杂，实施困难，成本高。在充填之前，首先要进行平场、撬顶和架设顺路井等作业，工序多而繁杂，工作量大，且在散体中架设顺路井等较为困难。用混凝土浇灌溜矿井，构筑混凝土隔墙等，费时费力。人工平场必须保证充填面平整，且无大块毛石，采场上盘用充填料密实等，工作量大，作业工序繁杂，辅助成本高。

-350m 以下矿体厚度加大，上述问题将更加严重；随着矿山开采深度的不断增加，地压问题也越来越突出，Ⅶ号矿体开采的矿石损失大、安全条件差与生产能力低等问题成为矿山亟待研究解决的难题。

4.3 采矿方法优选

4.3.1 对采矿方法的要求

根据矿床地质和开采条件以及矿山发展需要，Ⅶ号矿体

-350m以下采矿方法应满足下列要求：

（1）安全程度高。矿岩节理裂隙发育，深部采动压力大，允许暴露面积较小，因此采矿方法必须保证工人在生产过程中能够安全生产，有良好的作业条件。

（2）矿石损失小。矿石的损失，不仅浪费了地下资源，而且还会增加矿石成本。尤其对于贵重金属来说，应充分利用地下资源，减少资源的损失[42]。

（3）贫化率控制在合理范围。矿体上盘发育厚几米到十几米的断层泥，要求控制放矿，贫化不能太大，若混入量过大，会造成放矿运输过程中的黏结，矿石中泥质含量高也会对选矿带来不利的影响[43]。

（4）生产效率高。矿床地质储量大，目前金属保有储量约20t，远景储量60t，矿石储量3200kt[44,45]，选厂现有能力1000t/d，而原采场生产能力仅600t/d，远远满足不了矿山生产和发展的需要。

（5）生产成本不能过高。需降低劳动消耗，提高劳动生产率，减少材料和动力消耗等，努力降低生产成本，提高矿山采选综合经济效益。

（6）新型采矿方法的试验研究工作，不能影响上部采场的正常回采，同时保证矿石产量的平衡过渡。

4.3.2 现有问题的解决对策

为解决干式充填法开采中厚以上矿体时出现的矿石损失大、安全条件差与生产能力低等问题，提高充填效率、减轻充填作业劳动强度和改善采场作业安全条件，夏甸金矿1993～1997年在主井矿区采用分级尾砂充填，但由于矿体较为分散，采掘比较大，所产生的废石较多，同时磨矿细度小于0.074mm（-200目）占65%以上，给尾砂充填带来诸多技术和管理问题，最终被弃用。2000年，矿山回采工作进入-350m，已经建立了胶结充填系统。应用胶结充填，可以较好地解决采场工作环境恶劣的

问题，并且可以更好地提高充填效率、减轻充填作业劳动强度与改善采场作业安全条件。但是胶结充填系统复杂，一般先用胶结充填回采矿房，然后用水力充填等回采矿柱，将使充填系统和生产管理复杂化。如果两个步骤都用胶结充填，需要增大充填成本，预计充填成本将占采矿直接成本的35%～50%[46]。同时，胶结充填虽然可以减小作业循环周期，但仍不能有效解决采场顶板的冒落问题。

调查表明，夏甸金矿Ⅶ号中厚以上矿体的顶板难以控制、矿柱损失量大等问题，主要原因在于矿岩稳固性差、允许暴露面积小。-270m中段以下，20个充填法采场调查表明，矿体自稳跨度不超过5m，厚度超过5m需要支护；超过7m留点柱；大于10m采用加强支护仍不能解决冒顶问题。随着开采深度加大，地压问题越来越突出，在开采过程中，矿岩允许暴露面积越小，采场地压问题就越难以解决。

夏甸金矿-350m水平之下，随开采深度的增加，矿体的厚度迅速增大，见表4-3、图4-3，因此采场地压问题将越来越突出，由此引起的安全与矿柱损失问题也势必越来越严重。

表4-3 Ⅶ-2矿体水平厚度变化

中 段	-310m	-350m	-385m	-424m
矿体平均厚度/m	7.5	6.1	15.5	19.7

夏甸金矿Ⅶ号矿体节理裂隙发育，易冒落，上盘有几米到十几米的断层泥，松软破碎，埋藏较深，地压随着开采水平的下降不断增加，不允许采用大空场下作业的采矿方法，因此，上向水平分层充填法不能适应夏甸金矿Ⅶ号中厚以上矿体的开采。为从根本上解决矿山生产存在的难题，必须寻求作业空间暴露面积小、生产效率高的采矿方法，即基于巷道内作业、中深孔落矿的采矿方法。为此，选择了改造无底柱分段崩落法的技术路线。

无底柱分段崩落法的明显优点是，各项回采作业都在回采巷

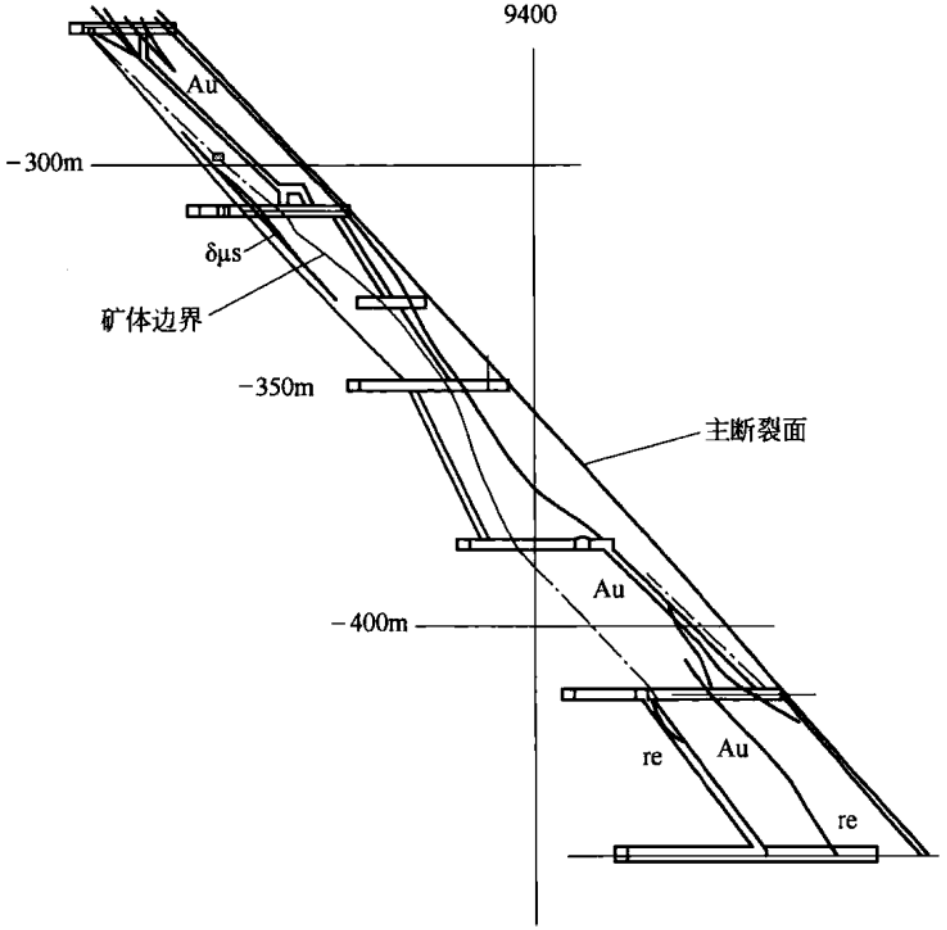


图 4-3　537 线剖面图

re—花岗质碎裂岩；Au—矿体；δμs—闪长玢岩

道进行，巷道的宽度完全可以小于岩体的自稳跨度，因此可彻底改善生产安全条件；该法工艺简单，作业环节少，便于生产和安全管理；此外，无底柱分段崩落法的机械化程度高，工人劳动强度低而生产效率高，从而可实现高效率开采。因此，无底柱分段崩落法能够较好地适应Ⅶ号矿体深部地压大、矿岩稳固性差的地质条件。

4.4　低贫损无底柱分段崩落法

无底柱分段崩落法在厚大矿体中获得了最广泛的应用。但是

对于倾斜中厚矿体，目前很少应用，主要是无底柱分段崩落法的矿石损失贫化较大，而且这一问题从该种采矿方法问世半个世纪以来一直没有得到很好解决。以往的研究认为，矿石贫化大是由于矿岩接触面大造成的，是无底柱分段崩落法本质的缺陷；而矿石损失大是由于分段数少造成的。然而，近年来的实验研究发现，在矿石块度与废石块度相当，或矿石块度不显著大于废石块度的条件下，放矿过程中在采场内并不发生明显的矿岩混杂，矿岩混杂层损失并不存在。无底柱分段崩落法损失贫化大的主要原因是由于覆盖层下的放矿方式及其相应的采场结构不适应崩落矿岩的移动规律。矿石损失主要发生在矿体的下盘，由下盘残留体构成；而矿石贫化主要发生在放矿口处的矿岩掺杂。因此，无底柱分段崩落法的矿石损失贫化都是可控过程。改进采场结构与放矿方式，可大幅度降低矿石损失贫化，从而使无底柱分段崩落法成为更高效的采矿方法[16]。

国内弓长岭井下铁矿、酒钢镜铁山铁矿、桃冲铁矿与白银深部铜矿，先后试验成功了不同类型矿床的低贫化放矿方式，即通过制订合理的放矿制度，使试验采场的贫化率降低到7% ~12%；此外，在西石门铁矿试验成功了“自落顶、设置回收进路”的采场结构，这一结构将无底柱分段崩落法的适用范围，由原来的铅直厚度超过30m的矿体，拓宽到铅直厚度超过15m以上的矿体[31]。这些试验研究表明，通过制订合理的放矿制度减少发生在出矿口的矿岩掺杂，以及在矿体下盘设置回收进路减少下盘残留矿量，可大幅度降低无底柱分段崩落法的矿石损失贫化值。

与以往试验研究的矿体相比，夏甸金矿Ⅶ号矿体的特点如下：

（1）倾斜中厚矿体，放矿损失贫化大；

（2）矿体与围岩界限不明显，矿体形态复杂，崩矿损失大；

（3）矿体铅直厚度小，散体移动空间条件较差；

（4）矿岩节理裂隙发育，采场允许暴露面积小。

因此，需要在已有研究工作的基础上，进一步研究和改进

无底柱分段崩落法，使之成为适合Ⅶ号矿体条件的新型采矿方法。

由于Ⅶ号矿体上盘围岩容易冒落，按照采场结构和放矿方式适应散体的流动规律和矿岩冒落规律的要求，提出了如图 2-14 所示的“自落顶、设置回收进路”的采场结构。

利用第一分段进路回采提供的空间，诱导顶板围岩自然冒落，形成覆盖层。此时第一分段进路在空场下出矿，进路底板上不可避免地存留一层厚度不小的崩落矿石（实际厚度约 5 ~7m），在菱形布置进路的采场结构中，这层矿石需要在第三分段进路充分回收，为此，在确定分段高度时，需要保证布置三个分段回采，称之为三分段回收原则。按这一原则，第十六中段的分段高度取为 7m；第十七中段的分段高度取为 8m。

“自落顶、设置回收进路”的采场结构、“三分段回收原则”和低贫化放矿方式，由这三者改进的无底柱分段崩落法，与传统的无底柱分段崩落法相比，从采场构成要素到矿石回收方式，都有了本质的不同，为此将其命名为低贫损分段崩落法。

按低贫损分段崩落法开采第十六中段矿体，因中段储量较小，设计了斜井开段方案，即由斜井行人和运送设备。首采分段取在 -363m 水平，由于该分段矿体中部有岩石夹层，而且为保证上部干式充填法正常回采，需要在下盘侧留保安矿柱，为此采用沿走向布置进路。从 371m 分段开始，原则上矿体厚度超过 10m 时垂直走向布置进路；矿体厚度小于 10m 时，沿走向布置进路。考虑到矿岩的稳固性和散体的流动性，进路间距取为 8. 0m。

由表4-3 和图4-3 可以看出，Ⅶ号矿体 -350m 水平厚度相对较小，向下逐渐变厚。由于矿体倾角较小，下部采用崩落法对上部干式充填法采场不会造成大的影响。因此，在矿体由窄变宽的 -350m 水平以下，是干式充填法向分段崩落法过渡的最好条件。夏甸金矿无底柱分段崩落法的典型方案如图 4-4 所示。为保证充填法采场安全，在 -350m 以下留有保安矿柱，如图 4-5 所示。

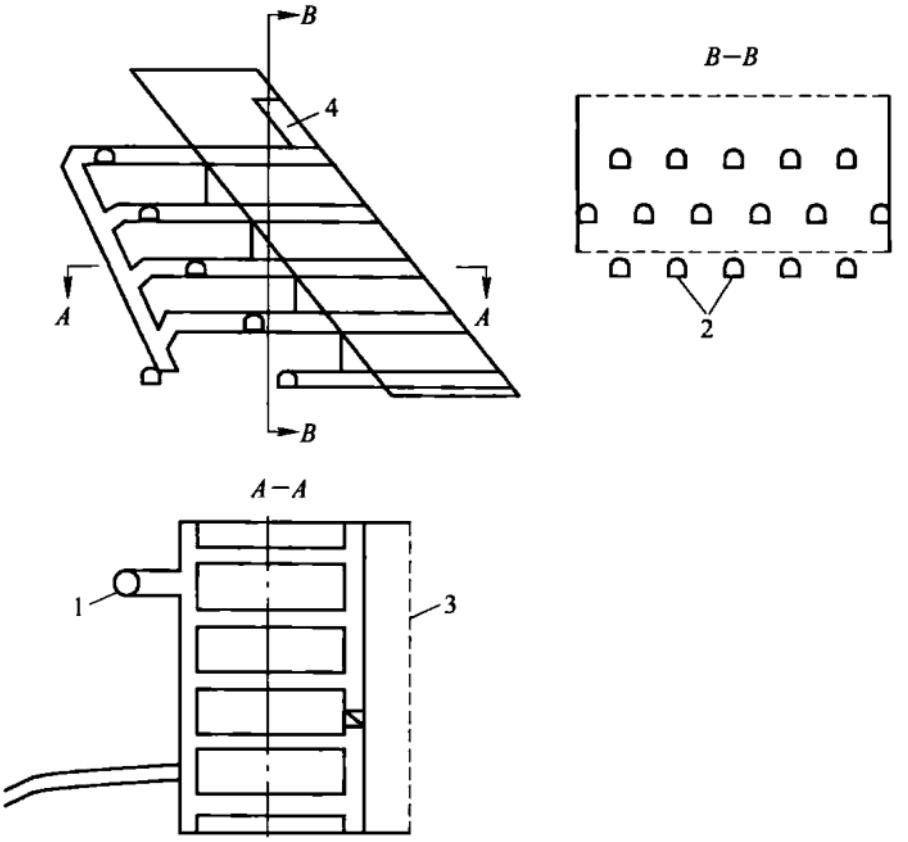


图 4-4　夏甸金矿无底柱分段崩落法典型方案

1—矿石溜井；2—回收进路；3—矿体边界；4—切割天井

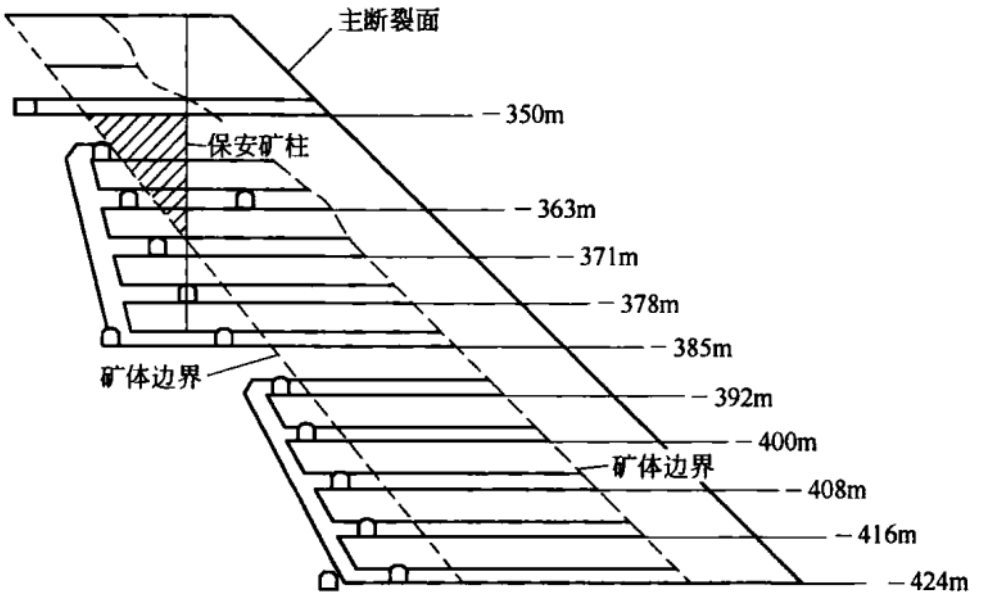


图 4-5　方案纵投影图

考虑矿体倾角、厚度等赋存条件，阶段高度取35～40m。上盘为主断裂面发育断层泥，下盘黄铁绢英岩化碎裂岩、蚀变闪长玢岩等较稳固，主要采准巷道布置在矿体下盘。Ⅶ号矿体－350～－385m中段，位于矿体由大变小、又由小变大的过渡位置，因此中段矿体储量较小，为此采用斜井开段方案，即由斜井行人和运送设备；－385m以下采用斜坡道，作为材料、设备、人员等通道（图4-6）。

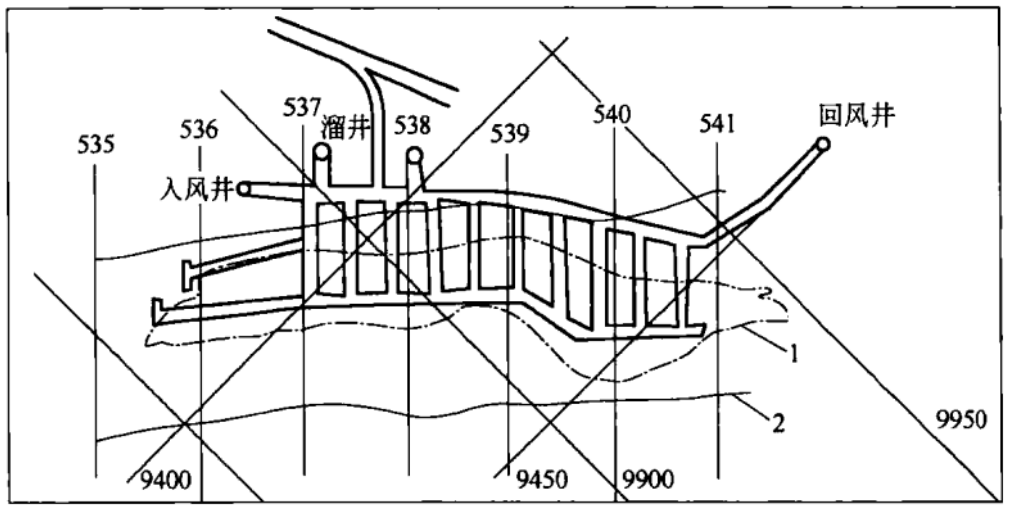


图4-6　方案平面布置图

1—矿体边界；2—主断裂面

上下分段回采巷道呈菱形布置，在矿体上盘布置切割井和切割巷。

中深孔凿岩设备为YGZ90风动凿岩机配雪橇式台架；根据矿块生产能力和设备台年效率等，出矿选用0.75m^3电动铲运机；分段采用对角式通风，在矿体两翼设入风井、回风井，下盘沿脉进路设辅扇，回采工作面采用局扇通风。

同一分段沿走向方向采取从中央向两翼回采；在垂直走向方向，从上盘向下盘回采。分段之间的回采顺序是自上而下，上分段的回采超前于下分段。

覆盖层的形成方法：视围岩稳固情况，自然崩落或强制崩落形成覆盖层。

4.5 新方案成本优势分析

目前采矿方法的研究工作，正向“四低一高”（低损失、低贫化、低成本、低事故隐患与高生产能力）的开采目标发展。低贫损分段崩落法与现行充填法相比，前者由于巷道内作业与高度机械化，事故隐患较小和生产能力较高是显而易见的。在矿石损失率方面，对于厚矿体而言，低贫损分段崩落法无矿柱连续开采，矿石损失率随矿体厚度的增大而减小；充填法需留下矿柱支撑采空区，矿柱所占比例随矿体厚度的增大而增大。在 -371m 分段的 2 号 ~3 号进路，回采率约达 95%，考虑到接收了部分冒落大块，崩落矿石的回采率约在 88% 以上，这一指标远好于 13536 号、13537 号采场。分析得出，由于矿岩易于冒落，当矿体厚度超过 10m 时，低贫损分段崩落法的矿石损失率，就会低于干式充填法的损失率。在贫化率方面，低贫损分段崩落法不占优势，虽然到目前试验采场还处于空场下出矿阶段，即尚未遇到矿石贫化的问题，等到覆岩下正常出矿时，铲运机出矿混入的废石，总会比人工出矿的高，但如果管理得当，预计贫化率值可控制在不超过干式充填法 5 个百分点的范围之内。在生产成本方面，低贫损分段崩落法巷道掘进工程量较大，充填法作业工序多，两者无法直接对比，需进行经济估算。

4.5.1 干式充填法可比成本估算

（1）采准系数 12m/kt，采准费用：

$$\frac{12 \times 450}{1000} = 5.4 \text{ 元/t}$$

（2）落矿成本：17.0 元/t；

（3）顺路井架设材料费：3.0 元/t；

（4）充填费用：3.4 元/t。

总计：5.4 + 17.0 + 3.0 + 3.4 = 28.8 元/t。

4.5.2 低贫损分段崩落法可比成本估算

由于低贫损分段崩落法的生产工艺正在改进之中，因此尚缺乏可靠的统计数据，本次估算所用的凿岩、装药与出矿费用，均用矿业公司经济责任制的定额指标。

（1）凿岩。凿岩工工资 5 元/m；钻机件材料及修费定额：5 元/t。

（2）装药。工资 3.7 元/m；炸药、雷管及砸大块等材料消耗 3.5 元/t。

（3）铲运机出矿 2.3 元/t，材料与维修费 1.8 元/t，电耗 1.5kW·h/t。铲运机巷道出渣 30 元/m。

（4）炮孔装药系数 0.75，每米炮孔崩矿量 5.46t/m。

（5）采准系数 20.0m/kt，每米巷道成巷费用 625 元/m。掘进在矿体里的采准巷道的比例为 58%。

由以上数据计算得：

（1）采准费用摊销额为：

$$\frac{20 \times 625}{1000} = 12.5 \text{ 元/t}$$

（2）掘进带矿补偿，即带矿成本与充填法采矿成本的差值：

$$\frac{20 \times 0.58(30 - 6.25 \times 2.87 \times 28.8)}{1000} = -5.6 \text{ 元/t}$$

（3）凿岩费用摊销额：

$$5 + \frac{5}{5.46} = 5.9 \text{ 元/t}$$

（4）爆破费用：

$$\frac{3.7 \times 0.75}{5.46} + 3.5 = 4.0 \text{ 元/t}$$

（5）出矿费用：

$$2.3 + 1.8 + 1.5 \times 0.55 = 4.9 \text{ 元/t}$$

总计：12.5 −5.6 +5.9 +4.0 +4.9 =21.7 元/t。

上述成本估算中，未计入采场支护材料费与落矿动力消耗，

此时低贫损分段崩落法可比成本比干式充填法的降低7 元/t。

夏甸金矿生产科在2004 年12 月底，针对Ⅶ号矿脉厚矿体条件，分别设计了低贫损分段崩落法开采方案与干式充填法开采方案，对每一方案计算出可比成本，计算结果是：干式充填法的可比成本为36.64 元/t，低贫损分段崩落法可比成本为28.01 元/t，两者相差8.63 元/t。可见，刚刚起步的低贫损分段崩落法，与经过多年工艺优化的充填法相比，已经具有明显的成本优势。

随着工人操作技术的熟练和工艺的改进，崩落法的凿岩费用与爆破费用会进一步降低，例如近期已无夹钎事故、炸药单耗已经由原来的0.4kg/t 减小到0.3 ~0.35kg/t。随着研究的深入和工人技术水平的提高，低贫损分段崩落法的技术含量会越来越高，其成本优势将会越来越显著。

5 垂直矿柱的变形移动和破坏规律

5.1 引 言

夏甸金矿Ⅶ号矿体 -350m 以上采用上向水平分层干式充填法，-350m 以下改用“自落顶、设回收进路”的低贫损分段崩落法。-350m 中段干式充填法采场工业矿量 26400t，按计划需两年回采结束。在长达两年的时间内，需要上、下中段同时生产。-350m 以下崩落法采场形成采空区以后，由于采空区周围岩层失去应力平衡，岩体中的应力重新分布，引起周围岩层的变形、破坏和移动。为保证充填法采场安全，在 -350m 以下留临时保安矿柱。

分析表明，在 -385m 中段回采工作面条件下，采空区埋深较大、顶板围岩为碎裂结构，采空区内部无矿柱支撑，因此采空区顶板的变形冒落主要受重力场控制，冒落线的形态能够较好地接近于拱形。为此，按拱形冒落原理，来确定采空区的冒落边界，即在水平方向上，将冒落拱的跨度视为不超过采空区的跨度。干式充填法采场需要保护的对象，主要是矿房内的干式充填料在回采过程中不发生下落与滑移事故，为此，从矿房干式充填料的上盘边界，向下画垂线，以此估算 -350m 中段充填法采场的保护范围（图 5-1）。

等 -350m 以上充填法采场回采结束时，再回采保安矿柱。因此，一方面要减小过渡矿量损失和提高过渡期产量，确保充填法采场生产安全；另一方面要利用崩落法回采形成和逐步扩大的空间，诱导顶板围岩冒落形成足够厚度的覆盖层。目前，国内外在崩落法采空区边部用垂线圈定保安矿柱尚缺乏深入的理论研究和实践经验，本章应用 FLAC^{3D}对崩落法引起的保安矿柱等变形、

移动和破坏规律，以及采空区顶板冒落机理进行数值模拟计算。

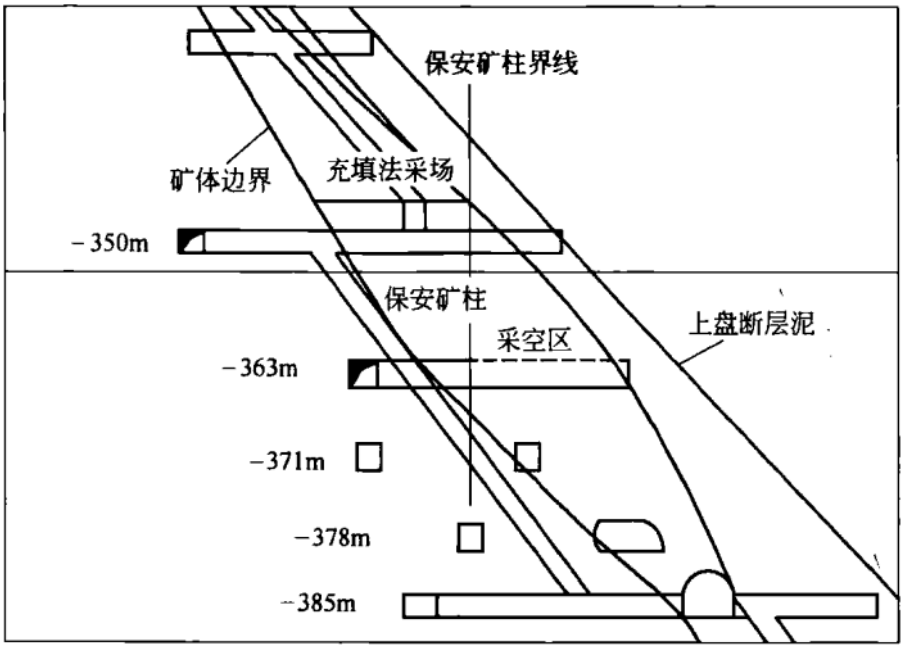


图 5-1　两种采矿法过渡区的保安矿柱范围

5.2　FLAC^{3D}简介

连续介质快速拉格朗日差分法是近年来逐步成熟完善起来的一种新型数值分析方法，FLAC 与基本离散元法相似，但它克服了离散元法的缺点，吸取了有限元法适用于各种材料模型及边界条件的非规则区域连续问题解的优点。FLAC 所用的动态松弛法求解，不需要形成耗机时量较大的整体刚度矩阵，占用计算机内存少，利于在计算机上求解较大规模的工程问题。同时，FLAC 还应用了节点位移连续的条件，可以对连续介质进行大变形分析。

FLAC 程序可以模拟线性、非线性等多种材料模型，可以模拟实际工况，分期开挖、回填，以及锚杆、混凝土衬砌等支护手段。FLAC 具有较强的前、后处理功能，能快捷地形成计算网格和整理所需数据成果和图表[47~51]。

三维快速拉格朗日法的基本显式计算循环过程如图 5-2 所示。在这个过程中，首先调用运动方程从应力和外力导出新的速度和位移，然后根据速度导出应变速率，再由应变速率得出新的应力。

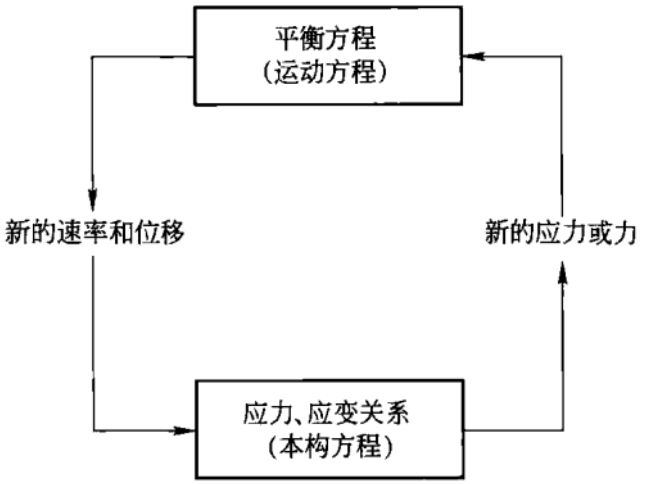


图 5-2　基本显式计算循环

从 FLAC^{3D} 的计算循环还可以看出，无论是动态问题，还是静态问题，其均由运动方程通过显式方法进行求解，这使得 FLAC^{3D} 很容易模拟动态问题，如振动、失稳、大变形等。而对于显式求解法来说，非线性本构关系与线性本构关系并无算法上的差别，对于已知的应变增量，可以很方便地求出应力增量，并得到不平衡力，就同实际中的物理过程一样，可以跟踪系统的演化过程。此外，显式法不形成刚度矩阵，每一步计算所需计算机内存很小，使用较少的计算机内存就可以模拟大量的单元。在求解大变形过程中，因每一时步变形很小，可采用小变形本构关系，只需将各时步的变形叠加，即可得到了大变形。

5.3　矿柱变形移动规律

5.3.1　矿岩力学参数

夏甸金矿矿床位于招平断裂带芝下-姜家窑段，主断裂产

于胶东群变质岩与玲珑花岗岩接触带，上盘为黑云母变粒岩、黑云斜长片麻岩及斜长角闪岩等，下盘围岩主要为花岗岩，矿体与围岩无明显界限。计算用的岩体主要力学参数见表5-1。

表5-1　模拟计算用岩体力学参数

岩石类型	密度 /t·m^{-3}	抗压强度 /MPa	抗拉强度 /MPa	内摩擦角 /（°）	内聚力 /MPa
上盘变质岩	2.87	33.528	0.375	45.5	6.852
矿　体	2.87	52.999	0.607	44.6	11.07
下盘花岗岩	2.87	72.659	0.872	50	13.21

岩石类型	泊松比	弹性模量 / GPa	体积模量 / GPa	剪切模量 / GPa
上盘变质岩	0.25	30	13.33	12
矿　体	0.25	37.42	16.76	14.97
下盘花岗岩	0.25	64.12	28.50	25.65

岩体的体积模量 K、剪切模量 G 分别用下式计算[52]：

$$\left.\begin{aligned} K &= \frac{E}{3(1-2\mu)} \\ G &= \frac{E}{2(1+\mu)} \end{aligned}\right\} \tag{5-1}$$

式中　E——弹性模量；

μ——泊松比。

由于缺少现场地应力的有关资料，采用海姆和金尼克定理来计算夏甸金矿矿体的应力场[53,54]，仅考虑岩层自重应力。

垂直应力为：

$$\sigma_z = \gamma h \tag{5-2}$$

式中　γ——覆盖岩层平均堆积密度；

h——上覆岩体的厚度。

水平应力为：

$$\sigma_x = \sigma_y = \sigma_z\lambda \tag{5-3}$$

其中侧压力系数：

$$\lambda = \frac{\mu}{1-\mu}$$

5.3.2 计算模型的简化

矿床的地下开采是一个对岩体的不断开挖过程，这个过程包括巷道掘进、钻孔以及大量崩落矿石等，而任何一项在岩体中的施工活动都会影响到岩体应力的分布状态；不同的矿山，其岩体性质变化较大，即便同一个矿山，其岩体的空间变异性也很大，这也会影响岩体应力的分布状态。而其他如爆破、地下水位的变化、温度场的变化等也会影响到岩体应力场的变化及分布规律。

研究无底柱分段崩落法卸压开采机理问题时，只考虑不同的采场结构布置形式、开采方式以及回采空区的分布状况对岩体应力场分布规律的影响。因此，需要对地质体以及回采工艺做出相应的简化和假设。

目前所有的数值计算问题都是在一系列简化和假设条件下进行的分析，因此，本书在研究开采对岩体应力场的影响时，在数值模型的建立及计算中做出如下简化和假设：

（1）假设岩体为连续的、均质的、各向同性的介质。岩体属于各向异性的非均质材料，从微观上说，岩石的组织结构是非均匀的，只是不同的岩石类型其各向异性程度不同而已；从宏观上说，岩体是由结构面和结构体组成的裂隙体，其结构面和结构体的空间切割、组合程度以及排列方式不同，导致了岩体的各向异性。此外，从宏观上说，大量裂隙的存在及其空间切割程度，使得岩体成为一种不连续体。本书采用数值计算方法分析岩体应力场时，无法考虑岩体的这些特性，只能将其简化为连续的、均质的各向同性材料。

（2）初始条件以自重应力为主。岩体是一种预应力体[55]，存在着一定的初始应力，而初始应力场的形成受到多种因素的影响，初始应力场也是多种应力场的组合，只是在不同的地区构成初始应力场的各个应力的大小和比例不同。本书所做的研究都是以自重应力场为主，即只研究受自重应力场影响严重，并且垂向应力大于水平应力的矿体开采中的应力场变化规律和分布特征，因此本书中的最小主应力即为垂向主应力。

（3）岩体类型简化。构成区域地质体的岩体类型不是单一的，而且不同类型的岩体在空间的产状、厚度、长度等都是变化的，要准确了解不同类型的岩体的空间分布特征是比较困难的，将计算模型的岩体类型及其产状进行简化是十分必要的。简化后只考虑靠近矿体的一种或几种岩体类型，这样可以减少模型的复杂性并加快计算速度。

（4）地质条件简化。地质体是一种裂隙体，存在着大量软弱结构面，其分布及贯通性在空间分布中有着极大的随机性和不确定性，因此在建立数值模型时将这些结构面进行简化，只考虑其对岩体参数的弱化，而在模型中并不考虑。矿区地质体并不是除节理裂隙外非常完整的岩体，其往往受到先期施工过程中的各种破坏，并形成各种钻孔、巷道、硐室和空区。在不做特定的研究时，将这些影响因素忽略或简化。此外，岩体应力场的变化还受到地下水、温度等的影响，但是在矿床进行地下开采时，需要超前钻孔放水，从而使所有的回采工作都在地下水位线以上进行，因此本书在数值计算中并不考虑地下水的影响，也不考虑温度场的耦合计算，只考虑开采引起的岩体应力场变化规律和分布特征。

（5）开采过程简化。金属矿床地下开采包括多个岩体开挖过程，有开拓、采准、切割和回采四大步骤，每个步骤内又有多个施工环节，每一个环节都会引起岩体应力场的变化。在研究无底柱分段崩落法卸压开采时，需要了解的是一个或几个分段回采后的岩体应力场分布情况，因此，在研究卸压开采

时，将整个开采过程简化为对岩体的一次开挖过程进行计算。

5.3.3 模型的建立

干式充填法向分段崩落法过渡期为两年，根据产量分配，此时 -350m 以下崩落法将回采到 -400m 水平。结合矿床地质条件，建立的三维计算模型的尺寸（长×宽×高）为 220m×100m×150m。模型的长度方向为垂直矿体的走向方向，宽度方向为沿矿体走向方向，模型高度范围为 -300 ~ -450m 水平。

根据夏甸金矿的特点，力学模型采用 FLAC 程序中的摩尔-库仑（Mohr-Coulomb）弹塑性材料模型[56,57]，如果应力超过材料的强度极限时，材料发生剪破坏和拉破坏。

$$\sigma_1 = 2C\sqrt{\frac{1+\sin\varphi}{1-\sin\varphi}} + \frac{1+\sin\varphi}{1-\sin\varphi}\sigma_3 \tag{5-4}$$

式中 C，φ——岩石的内聚力和内摩擦角；

σ_1，σ_3——最大和最小主应力。

采用不等分方式划分单元。遵照由密渐疏原则对模型离散化，矿体及其附近围岩采用细划分，其他单元按规则比例尺寸放大，计算模型的几何形态及单元划分如图 5-3 所示。

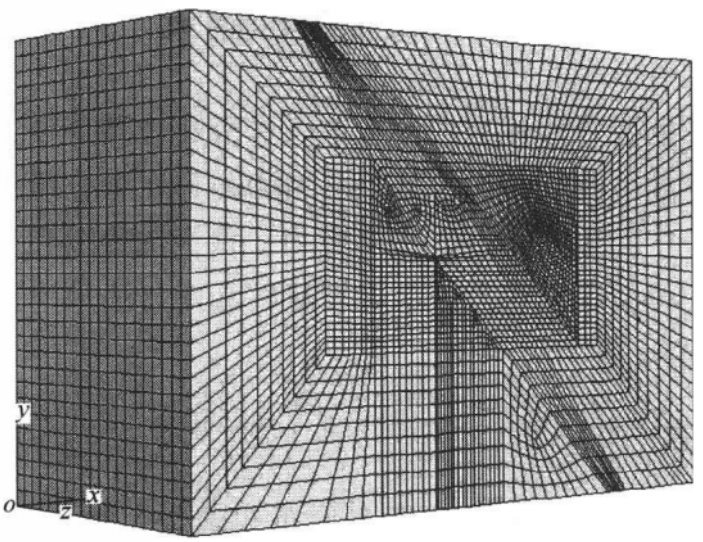


图 5-3 采空区对干式充填法出矿影响分析模型

原岩应力状态如图5-4所示。

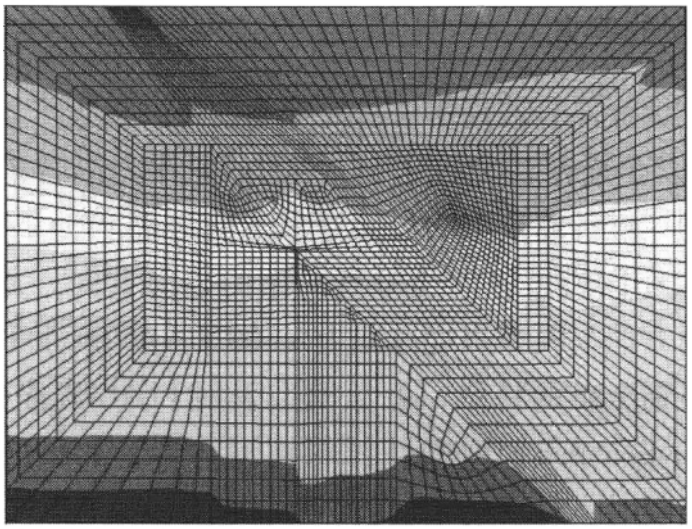


图5-4　采空区对干式充填法出矿影响分析模型原岩应力状态图

边界条件：模型采用位移边界和应力边界条件，即在左右（x方向）和前后（z方向）采取铰支边界，在底部采取固支边界，模型的两侧限制水平移动，底面限制垂直移动，上部为自由面；从模型的上表面施加上部岩体自重压力。

5.4　数值模拟结果

将每个回采分段作为一回采单元，分6步骤开挖，随着各开采水平的不断下降，得到-363～-400m等6个分段开挖后的最大主应力、中间主应力、最小主应力、垂直位移图和塑性区变化图。结合工程情况，重点分析保安矿柱和崩落法采空区顶板的变形破坏情况。

5.4.1　应力

开挖后各分段的最大主应力分布如图5-5所示。-363m开挖后（图5-5a），采空区周围应力重新分布，顶板出现应力降低区，并产生拉应力，其最大值为0.625MPa。随着开挖水平的下

降，空区顶板出现拉应力的区域向上盘侧扩展，拉应力的数值也逐渐增大，开挖到 -400m 以后，增大为 1.171MPa，由于岩体不抗拉，因此空区顶板随开采水平下降和空区暴露面积的增加，将逐渐失稳破坏。

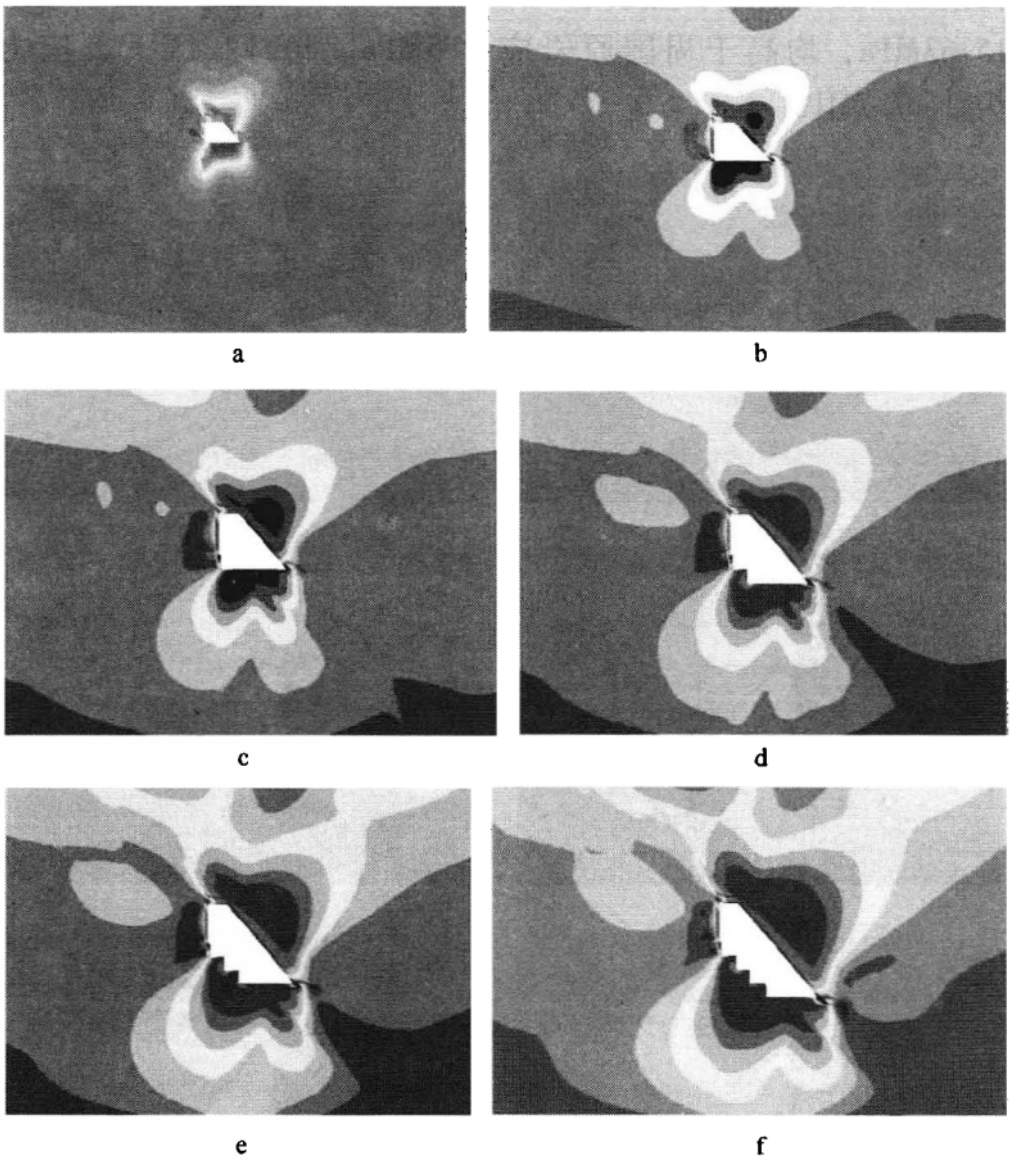


图 5-5　最大主应力分布

a—-363m；b—-371m；c—-378m；d—-385m；e—-392m；f—-400m

开挖后各分段的中间主应力如图 5-6 所示。第一（-363m）分段开挖后，空区上下盘出现一定程度的应力集中，保安矿柱接

近空区处最大压应力为 7MPa，空区下部上盘最大压应力为 8.96MPa，均高于周围原岩应力 5MPa。空区下部应力降低，其平均值约为 1MPa，即上分段开挖后，下分段实现了卸压。随着回采水平下降，应力集中程度加大，开挖到 -400m 后，保安矿柱接近空区处最大压应力为 10MPa，空区下部上盘最大压应力为 15.63MPa，均高于周围原岩应力 5MPa。此时空区下部应力为 2 ~ 7.7MPa。

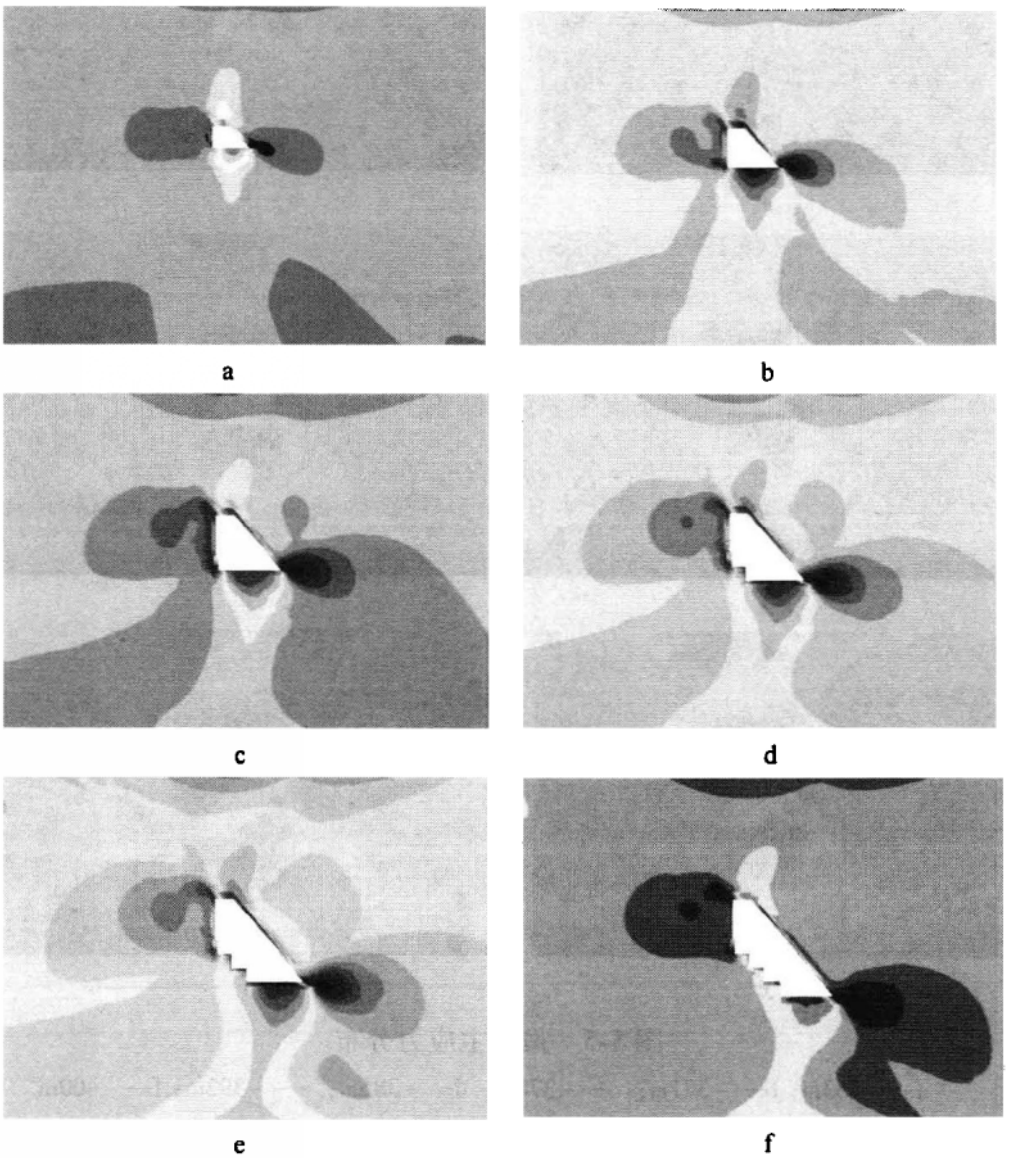


图 5-6　中间主应力分布

a—-363m；b—-371m；c—-378m；d—-385m；e—-392m；f—-400m

开挖后各分段的最小主应力如图5-7所示。首分段（-363m）开挖后，空区上下盘出现一定程度的应力集中，保安矿柱接近空区处最大值为25MPa，空区下部上盘最大值为22.5MPa，均高于周围围岩应力15MPa。空区下部应力值为7.5MPa，远低于围岩应力。随着回采水平下降，应力集中程度加大，开挖到-400m后，保安矿柱接近空区处最大值为35MPa，空区下部上盘最大值为40MPa，均高于周围围岩应力20MPa。此时空区下部应力为5~10MPa。

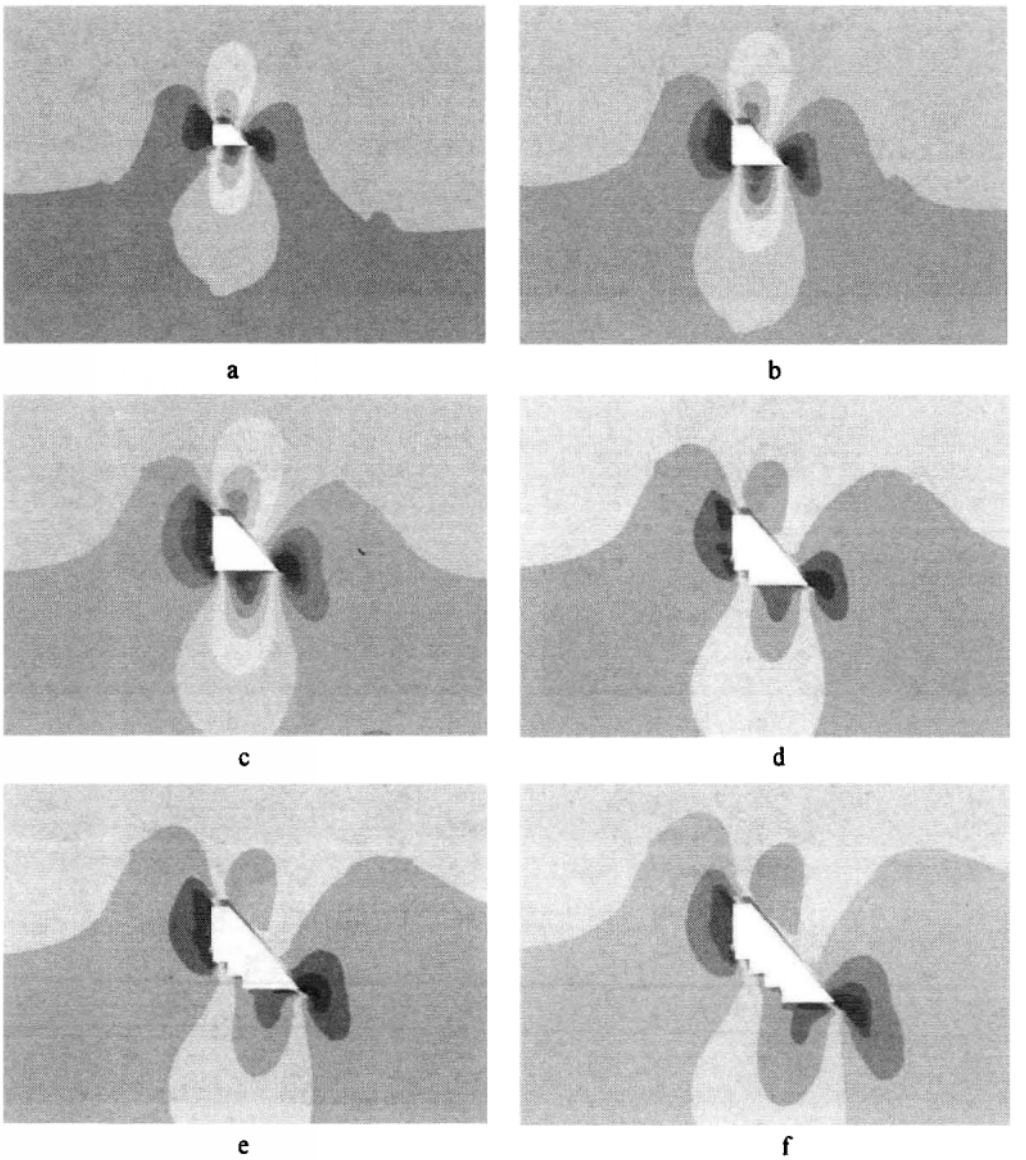


图5-7　最小主应力分布

a—-363m；b—-371m；c—-378m；d—-385m；e—-392m；f—-400m

5.4.2 位移

开挖后各分段垂直位移及矢量分布如图 5-8、图 5-9 所示。-363m分段开挖后，顶板最大位移为 8.04mm，主要分布于空区顶板及上盘；下盘矿柱位移量很小为 2mm。随回采水平下降，空区顶板移动范围逐渐移向上盘侧，垂直位移量加大，开挖到 -400m

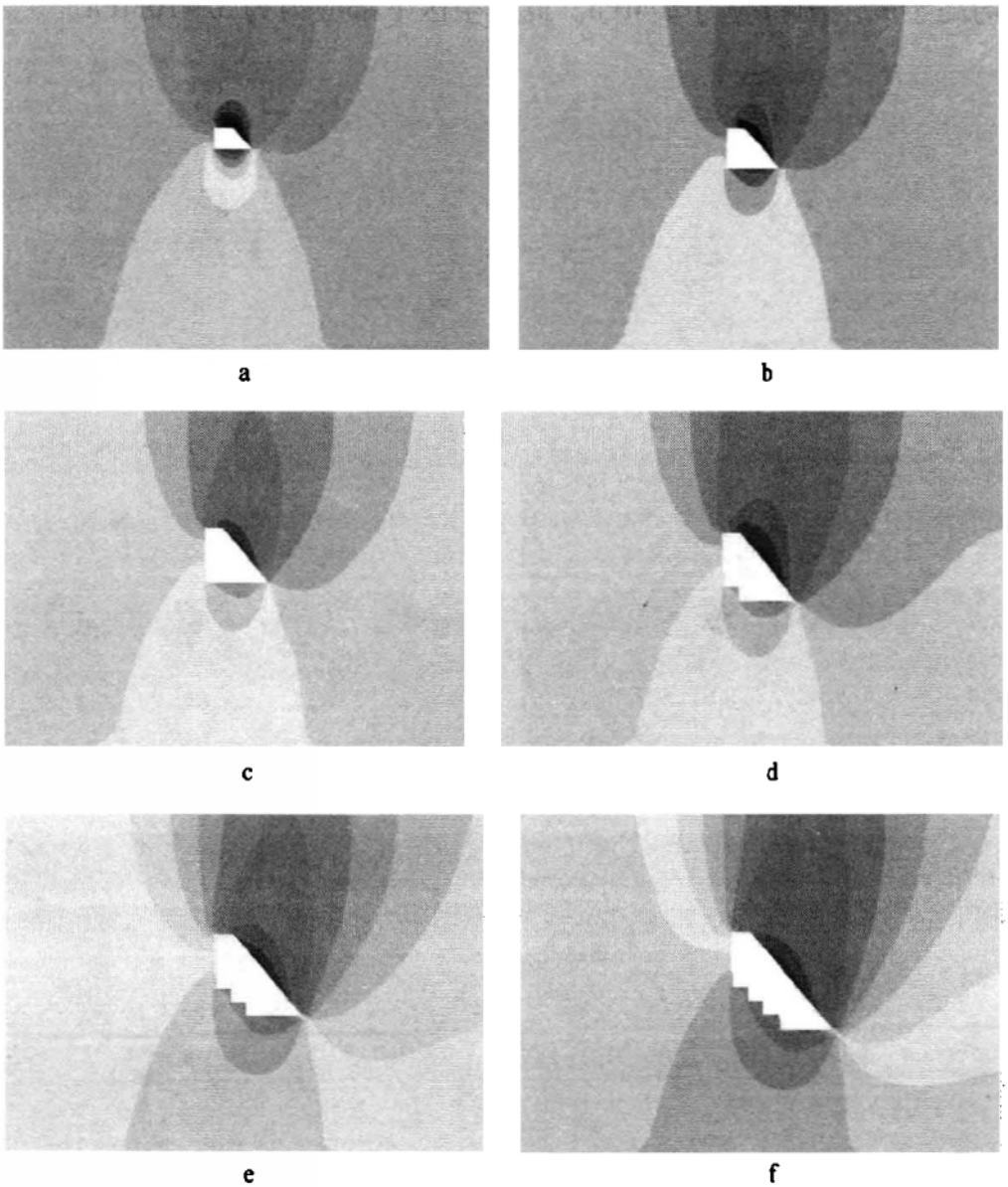
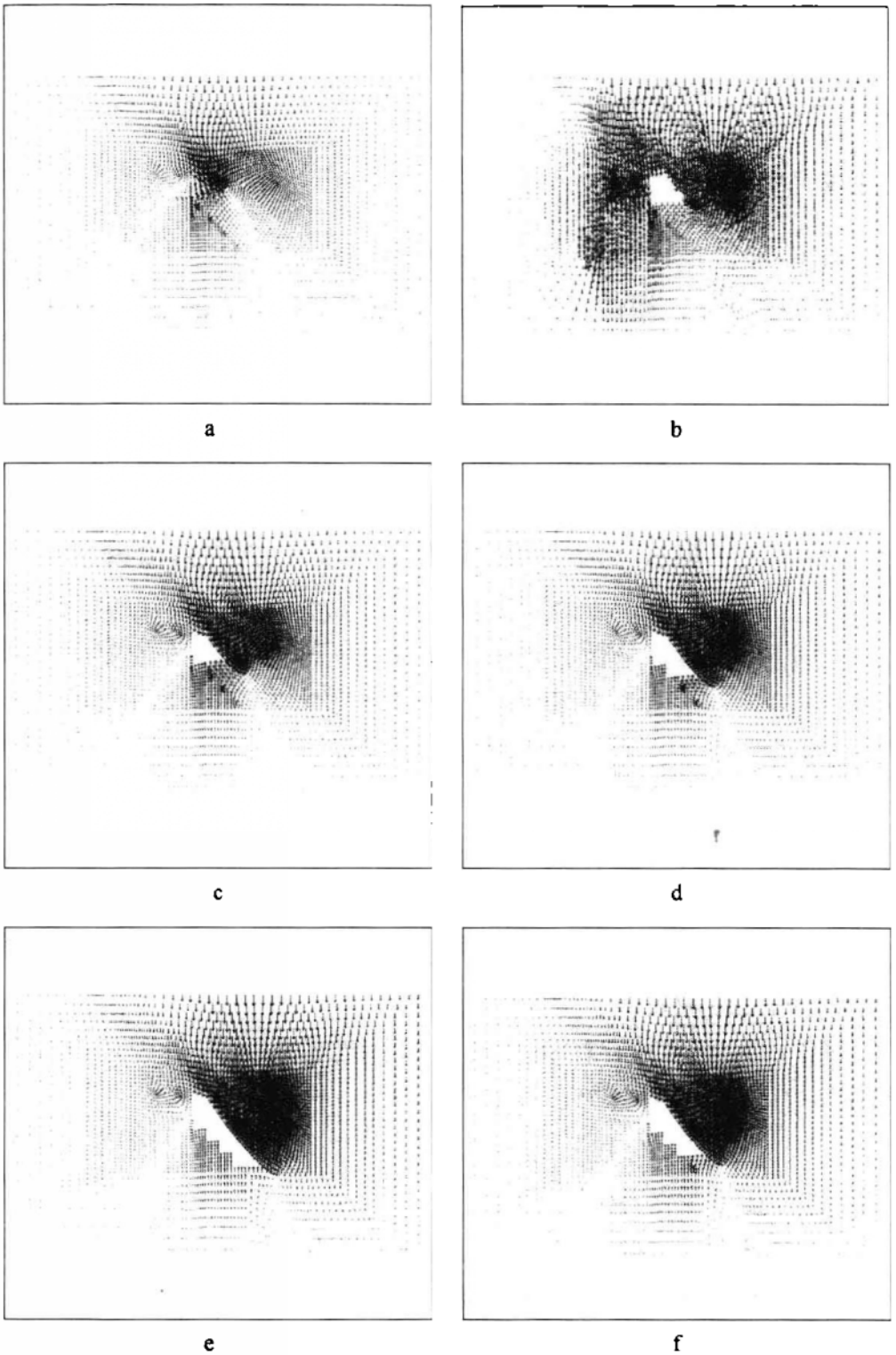


图 5-8 垂直位移分布

a—-363m；b—-371m；c—-378m；d—-385m；e—-392m；f—-400m



a　　b

c　　d

e　　f

图 5-9　垂直位移矢量分布

a——363m；b——371m；c——378m；d——385m；e——392m；f——400m

后，空区上盘出现的最大垂直位移为27.24mm；而矿柱的位移随回采水平的下降增长缓慢，并趋于稳定，发生移动的范围集中在矿柱上部靠近空区部位。

5.4.3 塑性区

各分段开挖后的塑性区分布如图5-10所示。-363m开挖后（图5-10a），塑性区很小，分布于空区顶板及上盘，即第一分段开挖后顶板冒落范围很小。保安矿柱临空面出现了较小范围的塑性区。随回采水平下降和空区面积的增大，塑性区向上盘侧偏移，-371m回采后形成了较大的塑性区，说明此时岩体会出现较大范围的冒落。-400m开挖后，随着空区面积的进一步扩大，形成了较大的塑性区，上盘岩体冒落范围进一步增大。

通过数值模拟分析，揭示了夏甸金矿Ⅶ号矿体两个中段同时回采情况下，充填法采场保安矿柱和崩落法采空区顶板变形、移动和破坏规律，计算分析得出以下结论：

（1）岩体开挖后，空区周围应力重新分布，空区的顶板和上盘形成拉应力，随着开采水平的不断下降，空区的不断向下延伸，拉应力值逐渐增大，由于围岩的抗拉强度明显低于抗压强度，且夏甸矿体上盘围岩节理裂隙发育，因此在出现拉应力的区域围岩便会逐渐冒落。

（2）下盘保安矿柱和空区下部上盘出现应力集中，下盘应力集中系数最大为1.75，上盘为3.1。

（3）-363m分段开挖后，下分段实现了卸压，随回采水平下降，卸压效果越来越明显。

（4）岩体开挖后，空区即出现较大位移，空区顶板会产生冒落，随开采水平下降，移动范围逐渐向矿体的上盘方向移动，位移量加大，空区顶板和上盘侧岩石会发生较大范围的移动和破坏。

（5）-363m回采后，保安矿柱会产生较小的位移，-371m

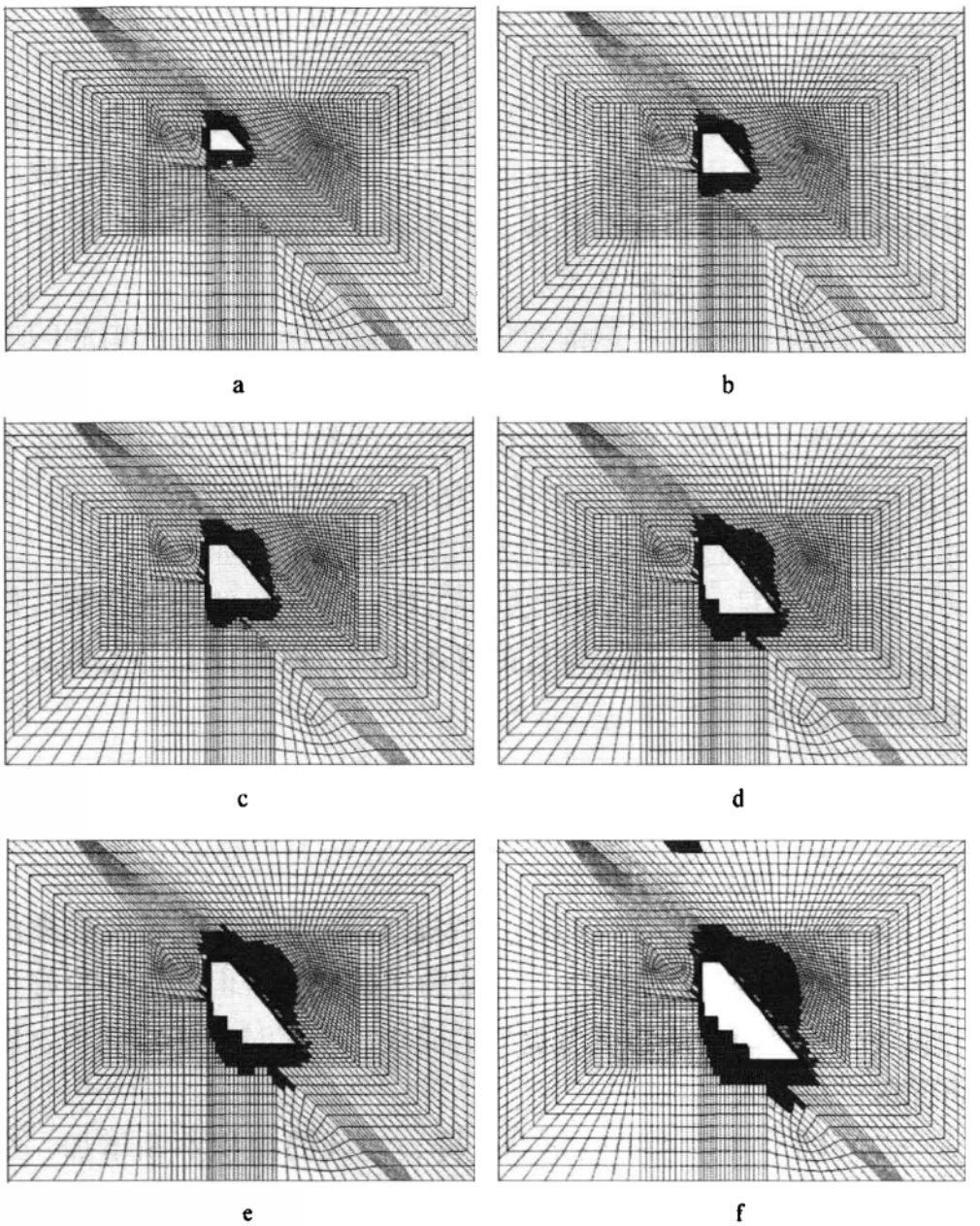


图 5-10　塑性区分布

a——-363m；b——-371m；c——-378m；d——-385m；e——-392m；f——-400m

以下分段的回采对保安矿柱基本没有影响，干式充填法保安矿柱和采场底部变形、位移随开采深度的增加趋于稳定，不会发生破坏。

（6）由塑性区分布可以看出，岩体开挖后，到第二分段即

可出现较大范围的冒落，随着回采水平下降和空区面积的扩大，冒落范围进一步扩大。

（7）开挖后在采空区的上方顶板处开始出现拉应力，并且伴随塑性区的产生。随着开采的进行，上覆围岩的剪切和拉破坏范围不断增加，顶板逐渐冒落，不会造成大面积的空场而引起大范围、短时、高强度的冒落。

从位移和开挖过程中的变化趋势可以得出，崩落法引起的采动，不会引起充填法采场的塌落，其产生的位移与错动，不会威胁到上部生产安全，但是这些位移产生的裂纹和错动可能会使采场顶板产生掉块，出矿时应注意撬顶，以防冒落岩块伤人。同时，要加快出矿速度，避免工人在不良条件下作业。

为安全起见，将 -350m 水平的 536 ~ 539 线的四条穿脉，作为监测巷道，监测下部采空区的冒落范围，以确保上部充填法采场的回采安全。

5.4.4 模拟结果分析

FLAC^{3D}模拟结果表明：

（1）崩落法地压不会引起保安矿柱和充填法采场大规模的塌落，其产生的位移和错动不会威胁出矿安全，但是这些位移产生的裂纹和错动会使巷道顶板产生掉块，出矿时应注意撬顶，以防冒落岩块伤人。

（2）随着开采水平的不断下降，空区的面积不断增加，空区的上盘出现拉应力，并逐渐加大，由于围岩的抗拉强度明显低于抗压强度，且矿体上盘围岩较破碎，随着空区面积的增大，顶板围岩失稳冒落。

（3）夏甸金矿Ⅶ号矿体 -350m 以上充填法采场和其下崩落法采场同时开采，为保证生产安全，按拱形冒落原理预留保安矿柱，利用 -350m 水平的 536 ~ 539 线等四条穿脉，作为监测巷道，监测下部采空区的冒落范围，以确保上部充填法采场的回采安全。

（4）随回采水平的下降和空区面积的扩大，顶板和上盘的塑性区不断扩大，到第二分段回采后即会产生较大范围的冒落，因此可通过回采提供的空间诱导空区顶板和上盘围岩冒落，逐渐形成覆盖层。

（5）上分段回采后下分段可实现一定程度的卸压，但空区下部上盘会出现应力集中，给开采带来一定的难度，应采取相应的技术措施。

（6）改用崩落法开采的第一个中段，大部分进路处于较大的地压作用之下，而且由于矿体倾角较缓，其下每一个分段的上盘侧进路，也需承受较大的采动压力。

（7）在试验采场条件下，采空区边缘形成后，在内侧有冒落散体堆积的情况下，采空区边界几乎不再向外扩展，服从拱形冒落规律。

6 复杂中厚矿体落矿方法试验

当采场结构参数确定之后，矿石的损失贫化指标、装运设备的效率和矿块生产能力，在很大程度上取决于落矿工艺参数是否合理和爆破效果的好坏[38]。在开采过程中混入废石是造成矿石贫化的主要原因，这主要是在落矿过程中，因对矿体边界控制不好，夹石未剔出和在覆岩下放矿发生的[58]。夏甸金矿Ⅶ号矿体-350m以下改为无底柱分段崩落法后，采用了中深孔落矿，提高了落矿效率[59]，但矿石块度增加[60]，由于井下没有破碎系统，箕斗提升要求矿石的块度不超过0.35m，二次爆破量增加，严重影响作业环境和出矿效率；而且，由于矿体与围岩界限不明显，上盘受招平断裂带的影响，易冒落，倾角和厚度变化复杂，中深孔崩矿损失贫化大。因此，必须深入研究复杂中厚矿体落矿方法和工艺参数，改善爆破效果[61~68]，降低损失贫化，提高生产效率。

6.1 中深孔爆破机理

6.1.1 相似材料模拟试验

为研究扇形中深孔的爆破机理，进行了相似材料模拟试验研究。在边界条件和初始条件相似的条件下，主要考虑几何、材料和动力相似准则。选用水泥砂浆试件进行爆破试验，配料为32.5级硅酸盐水泥和普通河沙，按表6-1比例配置三种强度的水泥砂浆，制成厚度50cm、宽60cm、长97cm的试验试件，每一组试验制作2个试件。用导爆索爆破，炮孔直径取为5mm，孔底距8.67~9.33cm，炮孔抵抗线分别为3cm、7cm。试件平面尺寸及炮孔布置形式如图6-1所示。

表 6-1　水泥砂浆模型配比参数

序　号	灰砂比	水泥/kg	沙/kg	水/kg	3 天单轴抗压强度/MPa
实验Ⅰ	1∶3	76	230	30	9.764
实验Ⅱ	1∶5	50	250	30	3.32
实验Ⅲ	1∶7	38	267	30	1.453

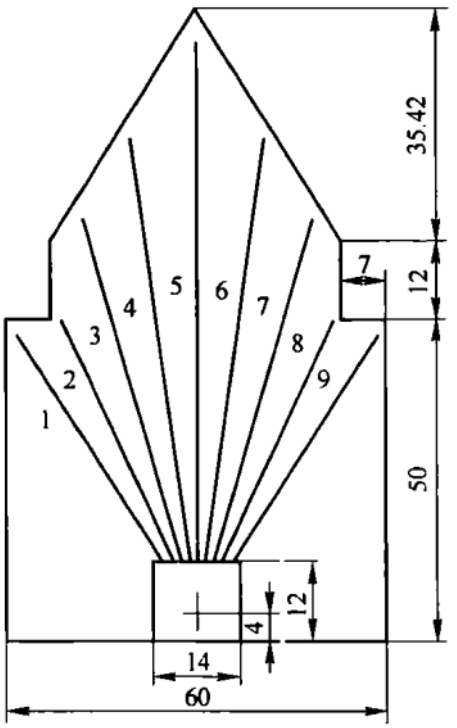


图 6-1　试件平面尺寸及炮孔布置形式

爆破试件制作中，首先按设计尺寸制作木制模具，将配置好的水泥砂浆装入模具内，边装边捣固，待装填高度达到炮孔排面位置（23cm 高或 27cm 高）时，按炮孔位置摆放直径 5mm 的钢筋（图 6-2a），随后继续装填，直至达到模型厚度（30cm）。用秧、草覆盖模型并定时洒水养生。在 6～12h 后，拔出钢筋，形成炮孔。此后再养生 1～2 周，进行爆破实验。

实验前，先在地表挖一宽 0.8m、长 2.2m、深 1.2m 的实验

坑，四壁及地板收拾平整待用；其次，将模型的炮孔内装入导爆索，并连好导火索与雷管，同时在模型的前端面，每隔 10cm 画一红线，以便于观察和描述爆破效果。把准备好的模型放入坑中后，在其前端面的两侧，埋设 2 根带有刻度的标杆（图 6-2b），并借助水准仪，调平 2 根标杆与模型前端面的刻度线，以便于准确测量爆堆的形状。埋设好标杆后，往坑里填入粒径不大于 10mm 的碎石，边填入边捣实，一直填充到高出模型顶尖 50cm 以上，形成覆盖层（图 6-2c）。此后，从模型背后的进路口放出碎石，放到碎石堆顶部出现凹坑为止，形成松动条件（图 6-2d）。松动出矿后，点燃导火索，9 个炮孔同时起爆。爆破后，人工自上而下分层剥离覆盖层。按标杆刻度每下剥 10cm 进行一次观测，量测并记录崩落体边界，同时摄影记录。

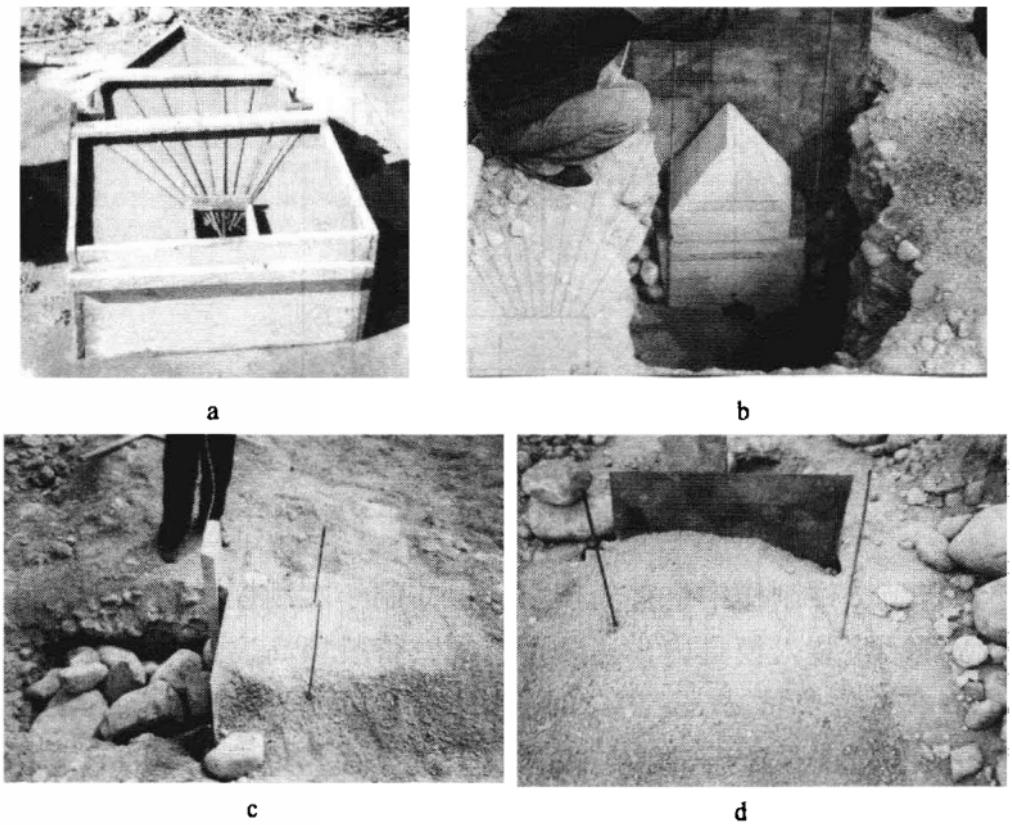


图 6-2　水泥砂浆爆破模型制作过程

a—水泥砂浆试件的制作过程；b—将端面带有刻度线的试件放入坑内，并在试件前面插立带有刻度的标杆；c—用碎石将试件覆盖后的照片；d—松动出矿之后的实验场地照片

6.1.2 试验结果

共进行6个试件的爆破试验，采用齐发爆破方式。试验结果见表6-2和图6-3。

表6-2 爆破试验结果

试验编号	试验1	试验2	试验3	试验4	试验5	试验6
灰砂比	1∶3	1∶3	1∶5	1∶5	1∶7	1∶7
抵抗线/cm	7	3	3	7	3	7
养护期/d	11	11	9	10	9	14
崩碎面积/cm^2	0	753	1157	529	1767	1274
隔墙面积/cm^2	2836	2083	1679	2307	1069	1562
密集系数临界值m_j		≥2.56	≥2.33	≥1.24	≥1.78	≥1.05

试验1（图6-3a）的炮孔密集系数：m =（8.67～9.33）/7 =1.24～1.33，9个炮孔同时起爆后，仅试件顶部被炸开，并形成块体；炮孔排面被整体崩开形成“隔墙”，试件的正面未被崩碎，只形成密度与宽度不等的裂纹。表明此时炮孔之间被首先崩透，而在爆破步距内没有碎块产生。

试验2（图6-3b）试件起爆后，爆破步距内仅顶部一小段被崩碎；当炮孔间距小于7.67～8.33cm时，炮孔排面被整体崩开，形成“隔墙”。扒开隔墙后，可见炮孔半壁眼迹明显，且隔墙段的炮孔排面，整齐程度与试验1类似。将崩成碎块的区域称为有效爆破区，则此时炮孔密集系数在有效爆破区域的临界值为：m_j =（7.67～8.33）/3 =2.56～2.78。

试验3（图6-3c）试件爆破效果与实验2类似，只是爆破成碎块的区域比试验2的略大，对应的炮孔间距为7.0～8.0cm，有效爆破的临界值为：m_j =2.33～2.67。

试验4（图6-3d）试件起爆后，崩矿步距内仅顶部一小段爆

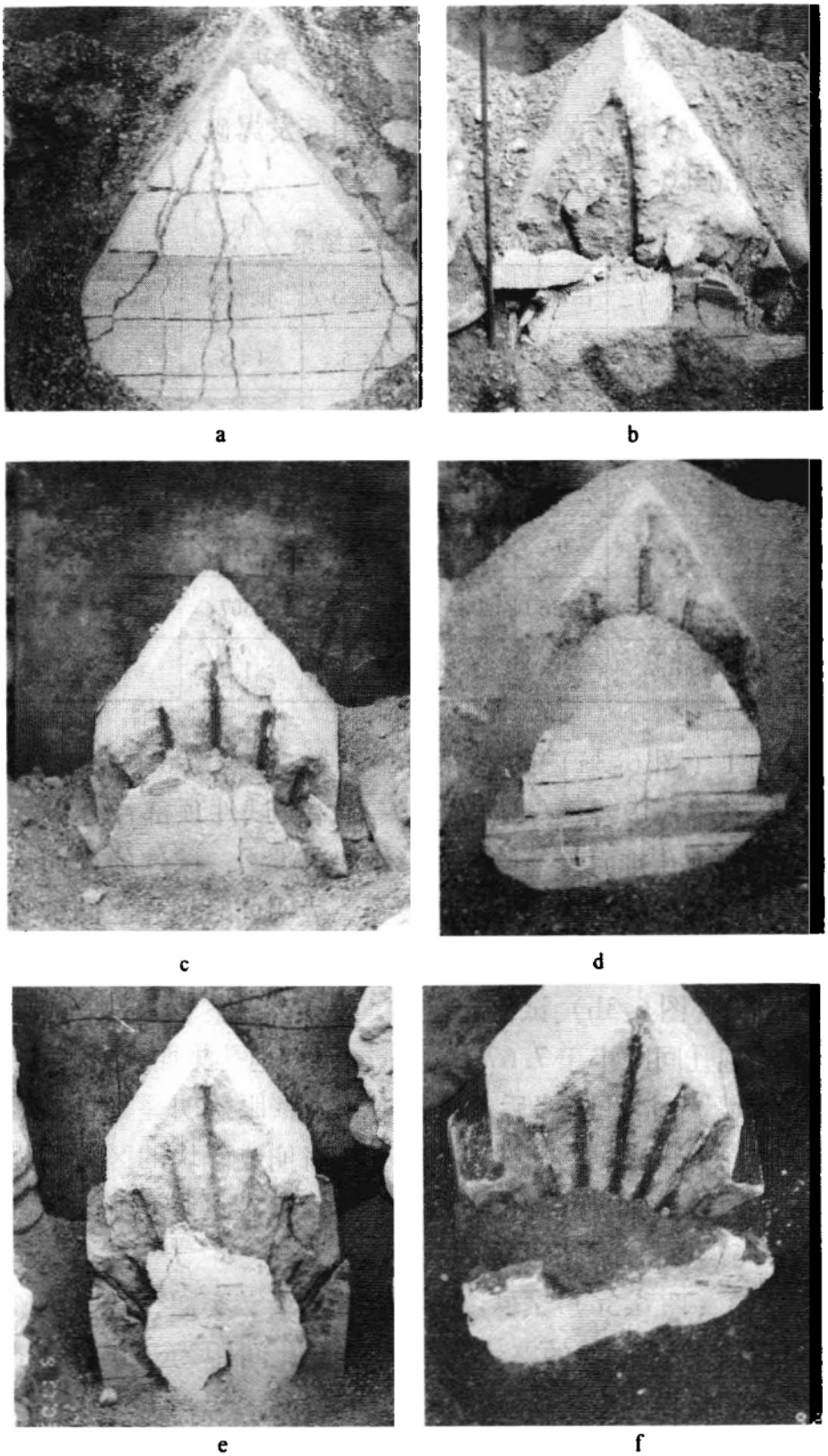


图 6-3　爆破后剥离的试件端部崩落状态的照片

破成块，当炮孔间距小于 8.67cm 时，炮孔排面被整体崩开，形成“隔墙”。此时有效爆破的临界值为：$m_j = 8.67/7 = 1.24$。

由试验 4 与试验 3 对比可见，扇形炮孔同时起爆时，有效爆破的炮孔密集系数的临界值 m_j 随着抵抗线的增大而降低。

试验 5（图 6-3e）试件起爆后，上部被崩成碎块；当炮孔间距小于 5.3 ~ 6.6cm 时，炮孔排面被整体崩开，形成“隔墙”；模型的底部，沿边孔线被崩裂断开，使整个模型分成上、下两段。有效爆破临界值为：$m_j = 1.78 \sim 2.2$。

试验 6（图 6-3f）试件起爆后，沿炮孔排面被整体崩开，使整个步距与母体分离，其中上部被爆破成块体，下部形成“隔墙”。有效爆破的临界值为：$m_j = (7.3 \sim 8.0)/7 = 1.05 \sim 1.14$。模型的底部与实验 5 类似，沿边孔线被崩裂断开，使整个模型分成上、下两段。

由图 6-3 可以看出，在孔底距 8.67 ~ 9.33cm 的实验条件下，无论抵抗线为 7cm 还是 3cm，试件的炮孔排面（扇形面），均被整齐崩开，并且 3cm 抵抗线的炮孔排面与 7cm 抵抗线的炮孔排面，在光滑度上，几乎没有大的区别。而抵抗线为 3cm 时，炮孔密集系数最大值为 $m = 9.33/3 = 3.11$。这就是说，在实验条件下，$m \leqslant 3.11$ 的扇形炮孔，同时起爆时能够在爆破后形成完整的扇面。因此，在实验条件下，扇形炮孔爆破时，炮孔密集系数的最大值可限制在 3 以下，即可取 $m_{max} \leqslant 3$。

将同一强度试件的有效爆破边界绘制在一起，如图 6-4 所示。图 6-4 中曲线的上部（孔底部分）为爆破成块体的部分，曲线的下部（孔口部分）为形成隔墙的部分。可见在孔底距 8.67 ~ 9.33cm、9 个炮孔同时起爆的条件下，有效爆破的范围，抵抗线较大者恒小于抵抗线较小者，表明爆破步距内试件的破碎范围，受抵抗线影响较大，而且规律性比较明显。

6.1.3 机理分析

水泥砂浆试件对爆破能传播来说可视为各向同性介质，扇形

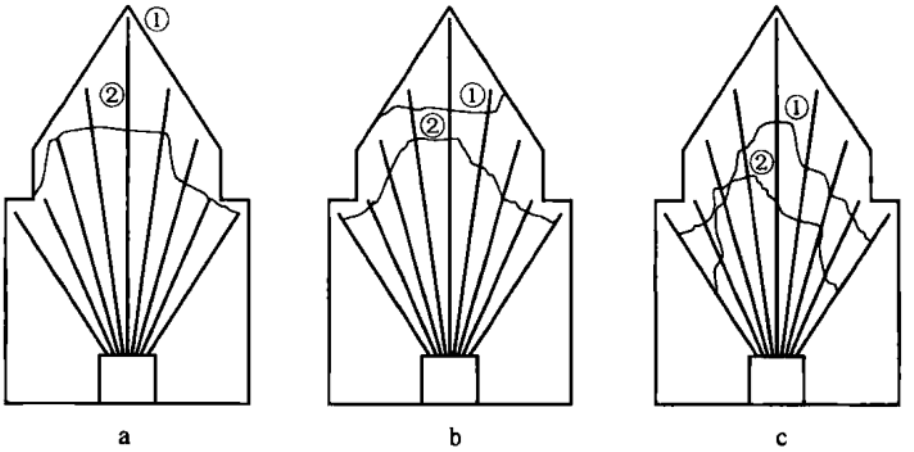


图 6-4　不同抵抗线模型有效爆破界线对比

a—灰砂比 1∶3 试件；b—灰砂比 1∶5 试件；c—灰砂比 1∶7 试件

①—抵抗线为 7cm；②—抵抗线为 3cm

孔排面的所有炮孔同时起爆后，药柱产生的爆炸应力波应以药柱为中心呈柱状向四周扩散，当抵抗线大于炮孔间距的 1/2 时，相邻两个药柱产生的应力波，在到达爆破自由面之前，便会在炮孔之间相遇，根据岩体破坏总是沿着最小耗能方向发展的原理，此时炮孔之间趋于先行击穿，使破坏主要沿着炮孔排面发展。换言之，同时起爆时，当炮孔间距小于 2 倍抵抗线时，炮孔之间就有被先行击穿的破坏趋势。本次试验中，扇形炮孔的孔口距为 0.7 ~ 1.3cm，孔底距为 8.67 ~ 9.33cm，在此条件下，在抵抗线取值 3 ~ 7cm 的范围内，随着抵抗线的增大，孔底距小于 2 倍抵抗线的范围增大，因此造成有效爆破的范围减小。

此外，对比两种抵抗线有效爆破面积的差值可以看出，试件的强度越大，不同抵抗线引起有效爆破范围的差值就越大。这表明，随着试件强度的增大，扇形炮孔的有效爆破范围，越来越多地受到爆破引起的试件破坏方向的控制。

由图 6-4 还可以看出，试件的强度越低，有效爆破面积越大。这是因为，炮孔排面被击穿后，形成与扩展裂纹所消耗的能量较大，当试件强度较高时，剩余能量不足以使崩离母体的部分进一步破碎，由此形成整体隔墙。当试件强度较小时，剩余能量

尚可使试件中崩离母体部分的爆破裂隙进一步扩展，形成部分碎块，使有效爆破面积增大。因此，随着模型强度的降低，扇形炮孔爆破剩余能量的破碎作用越来越大，由此引起有效爆破的范围越来越大。

试验表明，当矿体强度较低时，不管采用哪种爆破方式，只要装药量足够大，都可实现矿石的有效爆破；而当矿石强度较大时，必须合理设计爆破引起的矿石破坏的方向，才能使矿体得到有效爆破。

另外，扇形炮孔爆破中，存在着“顺势破坏”的特性。以抵抗线为3cm的试验为例，此时下部药柱爆炸能击穿炮孔排面，上部药柱爆炸能击穿自由面，从而每一炮孔的上下两部分，按不同的方向形成与扩展主裂隙。下部炮孔排面被击穿后形成隔墙，上部自由面被击穿后形成碎块体，前者称为无效爆破，后者称为有效爆破。由于采用孔口起爆[68,69]，爆轰波是由下部向上部传播的，因此下部沿排面方向的击穿在先，上部沿自由面方向的击穿在后。两种击穿方向的理论界面，应为有效爆破的临界面，但在上述三个抵抗线为3cm的实验中，临界面的炮孔密集系数分别为：$m_1=2.56\sim2.78$；$m_2=2.33\sim2.67$；$m_3=1.78\sim2.2$，即总体上 $m>2$，可见击穿方向的转变具有一定的滞后性，而且模型强度越大，滞后时间越长。将这种滞后性称之为扇形炮孔爆破的顺势破坏效应。

扇形炮孔的顺势破坏效应，延迟了炮孔从初始爆破状态向最终爆破状态的转变。因此，在设计扇形炮孔爆破时，应使爆破药柱的起始端处于有效爆破状态。为此，同时起爆的药柱，最短距离应不小于抵抗线的2倍。

6.1.4 试验结论

通过相似材料模拟试验，可得出如下结论：

（1）在试验条件下，密集系数不大于3的扇形炮孔，爆破后可以形成完整的扇面。因此，无底柱分段崩落法的炮孔密集系

数，在一定条件下，可以放宽到 $m_{max} \leqslant 3$。

（2）扇形炮孔爆破引起的矿岩破坏方向，对爆破效果影响重大，且矿岩的强度越大，影响程度越大。

（3）扇形炮孔爆破中，存在着顺势破坏效应，为此，在设计扇形炮孔爆破时，应使爆破药柱的起始端处于有效爆破状态。

（4）在设计扇形炮孔的起爆方式时，同段起爆药柱的最短距离，应不小于抵抗线的 2 倍。

（5）用顺势破坏效应分析无底柱分段崩落法的炮孔起爆方向，可以得出孔底起爆优于孔口起爆的条件，即当孔底端药柱的有效爆破条件优于孔口端的有效爆破条件时，孔底起爆是优越的[70~72]。

6.2 落矿工艺参数优化

6.2.1 边孔角的确定

炮孔边孔角是无底柱分段崩落法炮孔布置中的重要参数之一，边孔角过大，下分段进路中部炮孔深度大，同时爆破形成的 V 形槽过窄，不利于散体流动；边孔角过小，边部炮孔进入散体流动中形成的挤压带范围，无碎胀（补偿）空间可供挤压爆破，从而爆破时容易“打枪”，不能有效地崩落矿岩。此外，试验研究得出，过小的边孔角，不仅边孔在本分段爆破时不能实现有效爆破，而且使下分段的回采炮孔无法布置到位，容易在脊部三角区内形成较大的块度，或造成“悬顶”现象（图 6-5）。

可按如下两条原则确定边孔角：

（1）沿抵抗线方向，具有可供爆破矿石碎胀的条件，使边孔能够有效爆破；

（2）由于凿岩设备功率不足，边孔角尽可能小，以便减小

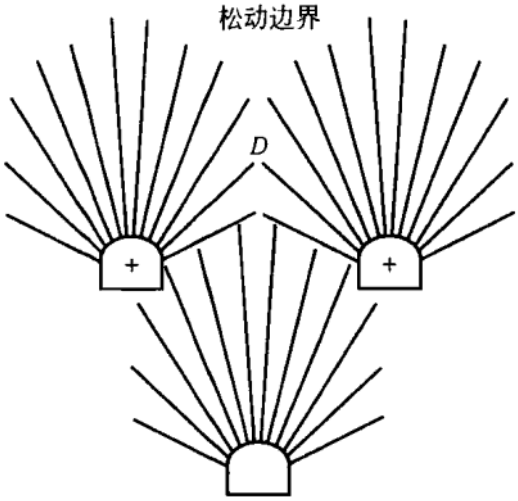


图 6-5　边孔角过小时脊部爆破条件
（*D* 区成为大块产生区，并容易悬顶）

下分段炮孔的最大深度。

根据这两条原则，需要按散体流动的特性来确定边孔角的大小。

夏甸金矿Ⅶ号矿体利用第一分段进路回采的空间诱导顶部矿岩自然冒落。第一分层进路的主要功能是诱导上部矿岩自然冒落和卸掉第二分层进路的压力，为此落矿炮孔不在于崩高，而在于崩透，即崩透进路之间的支撑，边孔角宜小些。此时第一分段进路回采的矿石，是在空场下由端部出矿口放出的，因此，第一分段进路边部炮孔的爆破条件取决于崩落矿石在空场下放出时所形成的坡面角。

实验得出，空场条件下放出时，由残留矿石形成的坡面角，一般比散体的自然安息角大，为区别于散体自然安息角起见，称此坡面角为散体的放出角。由实测得出，Ⅶ号矿体崩落矿石的放出角为 42° ~46°。

Ⅶ号矿体的进路尺寸为 2.5m × 2.5m，为防止落块伤人，第一分段出矿到端部口上部敞空为止，此时端壁面前方残留矿石堆的上表面高度如图 6-6 所示，由此确定的边孔角的合理值为30° ~35°，本着第二条原则，确定第一分段进路的边孔角

为 30°。

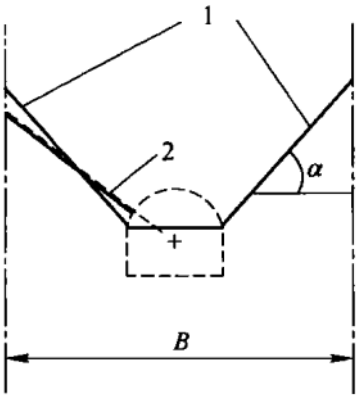


图 6-6　第一分段进路边孔角确定方法示意图

1—残留矿石堆体的上表面；2—边部炮孔；α—放出角

从第二分段开始进路在覆岩下放矿，依靠挤压二次松散的散体获得补偿空间[73]，散体松动范围满足：

$$R = \frac{\mu}{2}b + 3\sqrt{\frac{1}{2}\beta_1 z^{\alpha_1}} \tag{6-1}$$

式中　μ——与散体在端部口流动宽度有关的系数；

b——进路宽度；

z——高度方向坐标值；

α_1，β_1——散体流动参数。

夏甸金矿 $b=2.5\text{m}$，取 $\mu=0.8$，实验测得矿石散体流动参数为：$\alpha_1=1.5940$，$\beta_1=0.1266$，代入式（6-1）得：

$$R=1.0+0.7548z^{0.7970} \tag{6-2}$$

由式（6-2）计算的移动范围如图 6-7 所示。夏甸金矿Ⅶ号矿体无底柱分段崩落法的分段高度为 7～8m，进路间距 8m。在此参数下，由图 6-7 关系确定的边孔角为 55°。

此外，在崩矿范围内，炮孔的边界条件不同，爆破阻力不同。对无底柱分段崩落法来说，炮排平面内的边界约束条件可分为三类：（1）由回采爆破所形成的边界；（2）由回采进路所形成的边界；（3）实体壁边界。根据三类边界对爆破约束阻力的差异，结合相关实验数据，在Ⅶ号矿体条件下，设计采用表 6-3

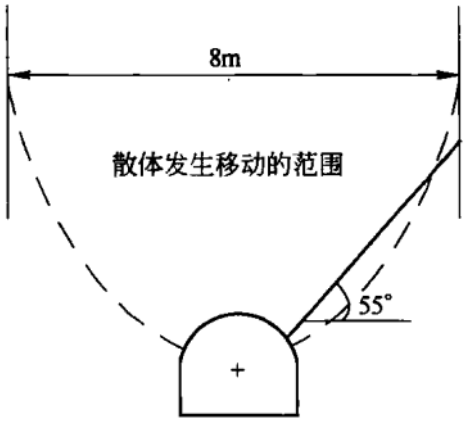


图 6-7　边孔角确定方法示意图

布孔参数。

表 6-3　Ⅶ号矿体崩落法布孔参数

参数名称	炮孔边孔角/(°)		孔底到边界的距离/m		
	空场放矿	覆岩下放矿	巷道边界	爆破形成的边界	实体壁边界
数 值	30	55	1.0～1.2	0.5～0.8	0

6.2.2　炮孔布置

回采炮孔布置形式在很大程度上决定着爆破效果的好坏，从而影响着后续出矿等一系列生产的效率。确定合理的炮孔布置形式并使之规范化，对改善爆破效果，提高生产效率和降低生产成本意义重大。

所谓炮孔布置形式，是指在一定的爆破参数（炮孔直径、最小抵抗线）条件下，如何布置每一排炮孔以及如何协调炮排与炮排之间的炮孔相对位置。为使炮孔布置结构合理，一要充分考虑爆破的约束条件，二要合理利用扇形（柱状炸药）爆破的力学特性。根据夏甸金矿矿石力学性质，运用扇形孔爆破的试验研究成果，对排内的布孔原则以及排间的协调关系，进行寻优改进与规范化研究，形成炮孔布置的标准形式，便于生产

施工。

第一分段进路回采的首要目的是崩掉进路之间的支撑，以便为以下分段的回采进路卸压，同时，利用连续面积的采空区，诱导顶部矿岩自然冒落，在此基础上，在确保安全的前提下，尽可能多地放出崩落矿石。试验研究得出，夏甸金矿第一分段进路，可取用1.2m的抵抗线和30°的边孔角。为确保进路之间完整地崩透，侧面设置3个炮孔，由此形成图6-8所示的炮孔布置形式。

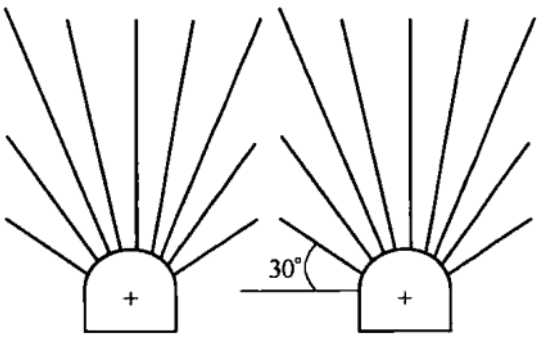


图6-8　第一分段进路炮孔布置形式

从第二分段开始，在覆岩下放矿，因此取用55°的边孔角。在此基础上，采用以下方法确定炮孔的布置形式：

（1）根据分段高度、进路间距与边孔角确定出崩矿范围的大小与形状；

（2）在崩矿范围内设计出一组炮孔布置形式及其装药结构；

（3）计算出崩矿范围的矿量，按炸药单耗计算出爆破药量，进而由每米炮孔装药量计算出所需装药炮孔的总长度；

（4）根据所需要的装药炮孔总长度，从设计图中选定炮孔布置形式。

由此确定的回采炮孔标准布置形式与装药结构如图6-9所示，其中8孔方案用于硬岩落矿，7孔布置方案用于软岩落矿。

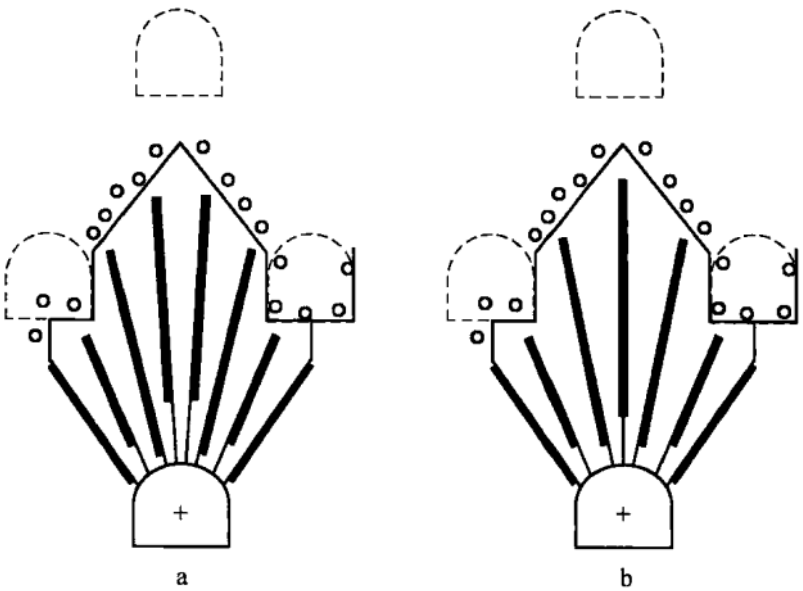


图 6-9　回采炮孔标准布置形式与装药结构

a—8 孔方案；b—7 孔方案

6.2.3　爆破效果改善

夏甸金矿使用 YGZ-90 型凿岩机凿岩，炮孔直径 60mm，取用 1.2m 抵抗线。－363m 首采分段采用图 6-8 所示的炮孔布置形式，每排布置 9～10 个炮孔。该分段设计从矿体厚度最大的 536 线拉切割槽，因该部位矿体破碎和地压大，采准工程形成后很快出现冒落现象，虽然按计划打完了切割炮孔，但因冒落高度较大、切割孔装药量过少，因此没有达到设计的崩落高度，此后，沿脉进路的崩落高度越来越低。分析爆破效果差的原因，一是地压大和爆破空间夹制力大；二是所用的铵松蜡炸药性能较差[74,75]；三是当时因为导爆管不够长等而采用孔口起爆方式，爆破能利用率较低。

考虑到凿岩效率与崩矿步距的合理性问题，凿岩爆破参数可调余地小，经过分析比较，改用高威力炸药和改变起爆方向来适应矿石的可爆性，将 2 号岩石硝铵炸药加工为震源药柱，代替铵松蜡炸药，同时采用孔底起爆技术，使爆破能量得到更好地利

用，采用2号岩石硝铵炸药与孔底起爆技术后，落矿高度得到了明显提高。

从-371m分段开始，既有空场出矿条件，又有覆岩下放矿的条件。空场出矿条件下（第一分段进路）采用图6-8炮孔布置形式，覆岩放矿条件下采用图6-9中的布置方案，即每排布置7~8个炮孔，每次爆破一排炮孔，崩矿步距为1.2m。

为改善爆破效果和进一步降低大块率，根据试验结果，采取孔间分段起爆方式，起爆顺序如图6-10所示。

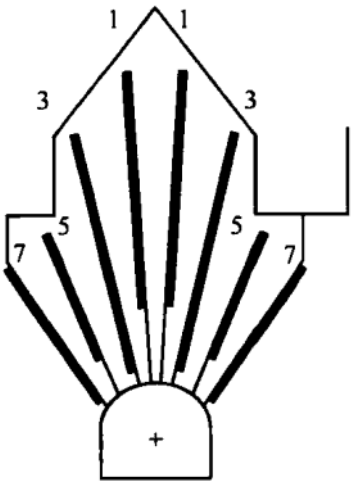


图6-10　炮孔起爆顺序
1，3，5，7—雷管段数

6.2.4　预装药技术

Ⅶ号矿体断层、节理裂隙发育，破碎部位堵孔严重。根据堵孔现象分析，堵孔的原因主要是由前排炮孔的爆破震动引起的，为此研究采用了“预装药”措施，即在矿石破碎部位，一次装药2~3排炮孔，此后逐排爆破。“预装药”的炮孔，可用浸湿的纸箱碎片分二道封堵，第一道堵住震源药柱，第二道堵住导爆索，使两者不被爆破震落。要求第一排炮孔爆破后，仔细察看“预装药”炮孔有无导爆管或药柱振落现象，如果导爆管振落，塞入孔内重新堵塞好；一旦药柱被振落，如数捡出后方可出矿。在每一排炮孔爆破与出矿结束后，掏出第二排导爆管，连线起爆。

采用预装药的方法有效地解决了堵孔现象，但封堵孔口是项技术工作，堵得太严，有可能破坏导爆管；堵得不严，有可能药柱被振落。为此，在装药队伍中由有经验的工人完成堵孔作业。在矿石破碎部位实施“预装药”以来，存在的最大问题，是个别炮孔发生药柱被爆破振落现象，可采用带豁口的木塞封堵药

柱，以确保预装药柱不被爆破振落。

6.3 组合落矿方法试验

-363m 分段的采切工程从 2003 年 3 月开始实施，施工中发现，537 线以东矿体急剧变小，这样上盘侧回采巷道就不能发挥应有的作用。同时，进一步研究 -385m 中段的矿体形态发现，矿体上、下盘边界的等高线，出现交叉现象，而且幅度较大，由此表明，分段之间的上、下盘矿体边界，具有较大的突变性。深部矿体勘探网度为 60m × 120m，矿体边界变化大，夹石多，尤其是矿体上盘和两侧薄矿脉，若全部采用中深孔落矿将造成较大的损失贫化。由于上盘侧矿石既可在本分段回收，也可在下分段回收，因此对出矿要求不严，但是对边界发生突变的矿体，则要求落矿时具有一定的灵活性，即最好采用浅孔落矿法回采，这样可使矿体与围岩接触面处的矿石回采率达到最高，而贫化最小[58]。

2003 年 10 月，在 -363m 分段 538 线以东，进行了浅孔留矿法试验（图 6-11）。该部位矿体厚 5 ~ 8m，用浅孔落矿，铲运机边部出矿。试验结果表明，用这种无底部结构的简易浅孔留矿法[66]，安全、完整、快速地崩落了分段高度 7m 内的所有矿石。

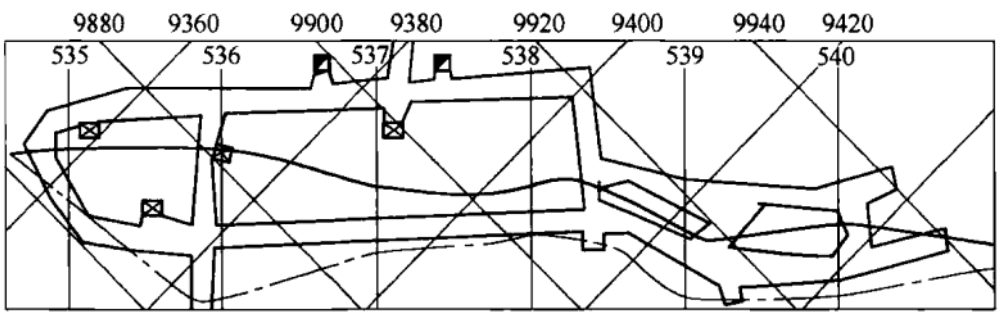


图 6-11 -363m 分段浅孔落矿工程平面图

铲运机出矿效率高，减小了浅孔落矿的辅助作业时间，从而可将上盘围岩的裸露时间，控制在自稳期限之内。试验表明，用铲运机出矿的浅孔留矿法，崩落上盘侧矿体是可行的。因而，采场结构进一步优化为：用浅孔留矿法沿着矿体边界崩落上盘侧矿石，以此减小崩矿过程中的矿岩掺杂。

用浅孔留矿法崩落上盘侧矿石，可较好地适应上盘边界的变化。留矿采矿法形成的采空区，作为分段崩落法的切割槽。对浅孔留矿法存留于采空区（矿房）内的矿石，可从分段崩落法的回采进路放出。浅孔留矿法的采幅规模，取决于上盘侧矿体的稳固程度与上盘面倾角，一般限于一个分段的上盘三角柱范围内（2～4m）（图 6-12）。

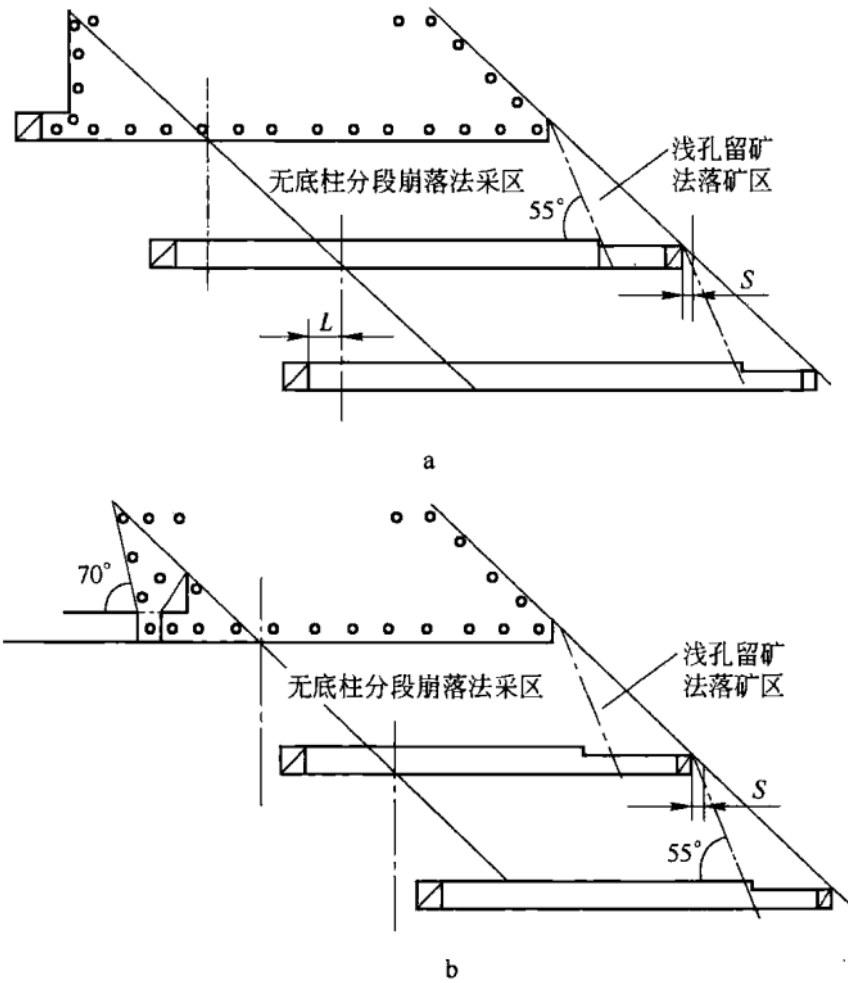


图 6-12　留矿法回采范围示意图

a—厚矿体采场结构；b—中厚矿体采场结构

为便于浅孔落矿区与崩落法采区交界部位的凿岩工作，应按崩落矿石的放出角确定浅采落矿的边壁角。根据模型实验，边壁角可取为55°（图6-12）。浅孔落矿区的顶部，终止于上盘围岩，且在水平方向上，应与上分段采空区边界留下1.0～1.5m的安全距离，即在图6-12中可取 $S=1.0\sim1.5$m。

-385m中段及以下矿体逐步东移，矿体的西端尖灭于535线附近。对于端部边角矿体，因分段之间矿岩界线变化较大，适合采用浅孔落矿的留矿法开采。对于从上往下逐步增大的东部矿体，上部较薄部分也宜采用浅孔留矿法开采。基于矿山现有条件与工人技术特长，浅孔留矿法不失为分段崩落法的重要辅助采矿法，即在崩落法的开采系统中，可灵活地使用浅孔留矿法来补充分段崩落法对部分矿体适应性的不足，使Ⅶ号矿体能够回收更多的矿体。

总之，用浅孔落矿的简易留矿法崩落上盘侧矿石，不但为低贫损分段崩落法形成了落矿自由面，而且诱导顶板围岩自然冒落形成覆盖岩层；此外用分段崩落法接收采空区崩落矿量和回采中部及下盘侧矿石，如此形成的低贫损分段崩落法新方案，既可适应Ⅶ号中厚矿体的赋存条件，又可适应矿岩的稳固性特点，还可利用矿山多年生产中积累的空场下落矿的技术特长和管理经验，从而容易取得好的技术经济效果。

采用中深孔与浅孔落矿相结合的方法，提高复杂中厚矿体边部与边角矿体的落矿质量。在崩落法的开采系统中，灵活地使用浅孔落矿来补充中深孔对部分矿体适应性的不足，可有效降低矿石的损失贫化。

7 卸压开采机理及应用

7.1 引 言

地压是地下矿床开采中的一个复杂的问题，岩体开挖后，破坏了原岩应力平衡状态，岩体中的应力重新分布，产生了次生应力场，使巷道或采场周围的岩石发生变形、破坏和移动。地压的活动使采场工艺复杂化，为保证正常开采和生产安全，必须采取有效地减少或避免地压危害的措施，或者积极利用地压开采。国内外采矿学者经过多年的实践与研究，总结出了许多地压活动的规律、地压管理的方法和原则，这一切对完善地下开采工艺和技术都产生了显著的影响。

在矿山生产中，由于对地压活动规律认识不清，没有采取有效措施控制地压活动，往往给生产安全带来威胁，甚至带来灾难。因此，掌握地压规律、控制地压活动是确保矿山持续安全生产、提高经济效益的根本保证。夏甸金矿属破碎带蚀变岩型金矿床，Ⅶ号矿体节理裂隙发育，埋藏深、地压大，而且随着开采深度的增大，采场地压问题将日趋突出，控压难度增大，为此研究采场地压活动规律和控压方法。

矿体开采后，破坏了原岩应力平衡，在采场周围形成二次应力场。一般在顶板内出现应力降低区及由最小主应力引起的拉应力区，两帮及矿柱中应力升高，即应力集中区。同时在二次应力场中由于采动影响，还可能发生应力叠加。因此采场围岩内部应力有时大大超过原岩应力。二次应力场与采场或巷道的尺寸、断面形状有关，并随采掘工作在时间上、空间上不断变化。采场地压活动与二次应力场有直接关系[35]。

7.2 采场地压及其控制方法

7.2.1 采场地压显现特点

采场地压是原岩作用在采场顶板、矿柱、围岩上的压力与围岩因位移或冒落岩块作用在支护结构上压力的总称。影响采场地压的因素很多，可概括为两大类：

（1）自然因素。自然因素主要包括矿山地质结构、岩体岩石的物理力学性质、原岩应力状态、开挖深度、地质构造发育程度、地下水活动等，其中，地质构造的发育程度起主导作用，因地质弱面——结构面切割岩体，破坏了岩体的连续性，降低了岩体的强度。

（2）人为因素。人为因素主要包括采矿的合理结构参数、开采顺序、开采强度、支护方法、爆破规模等。

不同矿山，因地质条件、开采工艺的不同，地压活动也有不同特点，主要影响因素为：采空区、时间效应、结构弱面、开采深度、地下水、开采技术、岩性[14]。

根据地压显现的影响因素和地压显现形式，可将其分为两类：一是受构造控制的地压显现，主要是巷道、采场等采掘工程受地质构造影响而发生的顶板和上盘岩体失稳冒落；二是受应力控制的地压显现，这类地压显现有巷道剪切破坏，主要发生在两相邻巷道间的岩柱中，巷道壁面离层劈裂破坏，即在深层巷道帮壁上产生多层与之平行的破裂面，使巷道壁面由表及里发生层层片落、剥落，致使巷道断面不断扩大[41]。

如果二次应力场的应力没有超过围岩的承载能力，岩体就会自然平衡；由于采动的影响，二次应力场应力可能发生叠加，有时大大超过原岩应力，导致岩体出现破裂甚至冒落或断面产生很大变形。采场地压除造成采准巷道变形和破坏以外，还会引起中深孔和支护的破坏。对夏甸金矿Ⅶ号矿体 -363m、-371m 分段

的调查分析表明，中深孔破坏的典型形式为破碎部位堵孔严重，炮孔孔壁破坏塌落或碎块将炮孔堵塞。

7.2.2 地压活动规律

掌握地压规律、控制地压活动是确保矿山持续安全生产的根本保证，地压规律主要包括如下三个方面的内容：

（1）矿山工程岩体原岩应力场的分布规律；

（2）由于矿山井下工程开挖引起的二次应力场变化规律；

（3）围岩和支护系统在二次应力场作用下的应力应变、变形、位移及破坏规律。

围岩应力升高和强度下降是巷道失稳的根本原因，也是控制巷道稳定的关键。通过调整采矿顺序，合理安排采矿工艺是改善巷道应力状态的有效措施，围岩强度的维护主要依靠巷道的合理施工和科学支护。因此，应充分利用地压活动规律，采取一系列工艺、技术措施进行综合治理，保证在经济原则下，减少或避免地压灾害，确保采场安全。

小官庄铁矿矿岩软破，采用了支护、时间控制和应力控制等控压方法，取得了较好的应用效果。小铁山矿根据矿区地压活动特性，采取了合理布置巷道、采用光面爆破技术、加强围岩支护等地压管理措施。蚀变岩型金矿床由于岩体破碎，蚀变岩体的力学特性规定了蚀变岩型黄金矿山地下开挖诱发的地质灾害的本质属性，其地质灾害显现基本上以剪滑型破坏为主，从此出发，人工控制要点为：注意工程体的方向和部位，采用光面爆破，合理选择断面形状和支护形式等[41]。

随着回采工作的进展，在回采空间周围的岩体中所发生的力学过程，总的来讲是应力场的变化，由此造成的后果是围岩变形、破坏。崩落采矿法主要表现为出矿水平巷道的破坏。无底柱分段崩落法的落矿、出矿等作业全部是在回采进路中完成的，因此保持采准巷道的稳定性，对确保矿山安全生产、提高经济效益非常重要。为了使回采巷道具有良好的稳定性，必须了解进路周

围岩体中的应力分布，以及进路间的回采方式对其应力分布的影响，以便采取相应的维护措施[14]。

在无底柱分段崩落法的回采过程中，经常是几条进路同时作业，会出现相互间的应力影响。有限元模拟结果表明[35]：在进路两侧矿柱中形成应力升高区，而进路顶板上方出现应力降低区（图 7-1）。

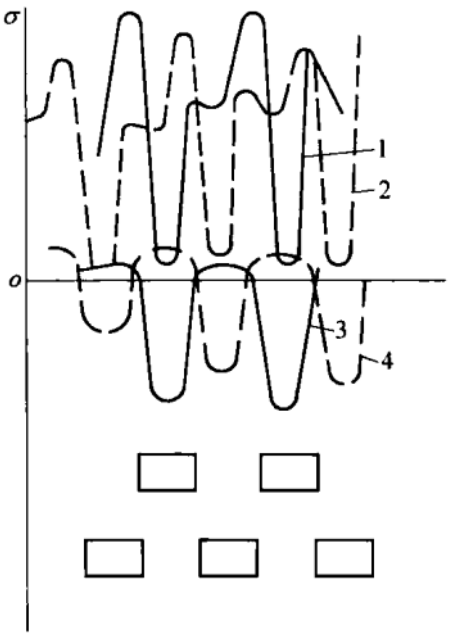


图 7-1　相邻进路顶板应力分布

1—一分段顶板最大主应力；2—二分段顶板最大主应力；
3—一分段顶板最小主应力；4—二分段顶板最小主应力

根据现场观测资料表明，沿回采进路轴向方向，周围岩体中应力变化呈现如图 7-2 所示规律，在进路工作面附近形成应力降低区和应力升高区，通过现场大量观测都发现这一规律。玉石洼铁矿回采进路距工作面 0～10m 范围内为应力降低区，10～15m 范围内为应力升高区，15m 以外不受采动影响；小官庄铁矿西区三个区域分别为 0～15m，15～25m 和 25m 外[35]；梅山铁矿分别为 0～10m，10～20m 和 20m 外。

巷道周边的应力分布（图 7-3），在拱角、墙角处应力值最高，巷道帮中点次之，顶板中点处最小[35]。

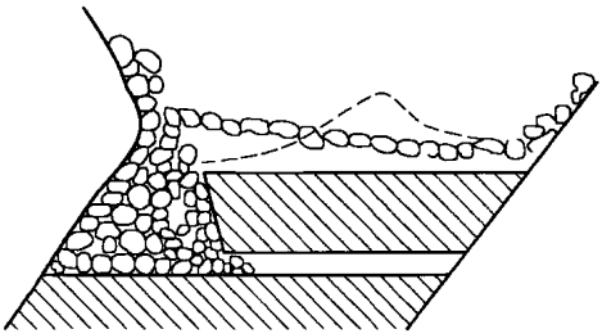


图 7-2　沿进路轴线方向进路顶板中应力分布

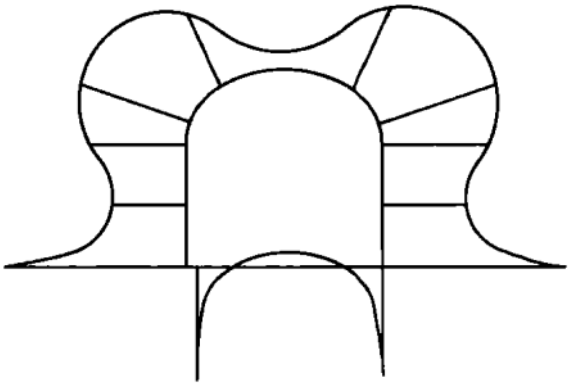


图 7-3　巷道周边应力分布

数值模拟结果表明，采场地压分布具有明显的分区分带特征。当上部分段回采结束之后，顶板充分崩落，其上部岩体压力转移到四周采动的岩体上，在采空区下部形成应力降低区或称卸压带，其垂直应力小于初始自重应力，而在采空区周围的未采动岩体中形成应力升高区，其垂直应力大于初始自重应力。

同一分段的开采顺序、回采方向对次生应力场影响极大，特别是存在原岩应力分布不均的情况，应采取从高到低两侧回采顺序，否则会引起应力叠加，导致高应力区应力值更高，造成激烈地压活动[14]。上分段回采程度，对相邻下分段进路的稳定性，有很大影响。当上分段存在未爆的矿石实体时，在下分段进路围岩中造成应力集中，并于进路顶板产生水平拉应力。

结构面对进路稳定性及地压活动有很大影响，据观测，在破碎带附近应力值有很大变化，可高达正常值的6.3～10倍。

应用崩落法的矿山实践证明，当开采深度大于300～400m时，在回采工作影响范围内，位于下盘岩石中靠矿体的沿脉运输巷道遭到破坏。这是因为下盘岩石不仅受崩落的矿岩重力作用，而且还承受上盘活动棱柱体经崩落矿岩传递到下盘的压力，发生应力集中。因此这种情况下，应将沿脉巷道布置在离矿体稍远的地方，以避开支承压力区[68]。

回采顺序模拟结果表明，采用传统的退采方式，即各进路平行退采，进路周边应力最低，但这种回采方式回采到靠近联络巷道部位时，将发生相互影响，产生应力集中。夏甸金矿Ⅶ号矿体各分段回采进路的最佳回采方式为双翼阶梯式回采方式[43]。

7.2.3 采场地压控制方法

采场地压活动是一种由应力、岩性、岩体结构控制的自然现象，是采掘工作扰动原岩应力平衡的结果。采矿对周围工程稳定性的影响主要表现在围岩应力的重新调整和应力集中，以及围岩强度的变化。采场地压控制方法就是利用地压活动规律，采取一系列工艺技术措施来综合治理或利用地压，以便减少或避免地压危害。

围岩应力升高和强度下降是巷道失稳的根本原因，也是控制巷道稳定的关键。通过调整采矿顺序，合理安排采矿工艺是改善巷道应力状态的有效措施，围岩强度的维护主要依靠巷道的合理施工和科学支护[75]。无底柱分段崩落法常用的采场地压控制方法有：(1)集中作业、强化开采；(2)合理的回采顺序；(3)巷道掘进支护方法；(4)改变围岩应力状态，实现卸压开采[35]。

7.2.3.1 集中作业、强化开采

集中作业缩短工作线，强掘、强采和强出，从而缩短进路回采周期，争取在地压到来之前结束回采工作。夏甸金矿可采用分层的集中作业、强化开采工艺，集中进行采切、凿岩和回采工作，缩短矿块的准备和生产时间；强化回采进路的采矿强度，缩短回采工作线长度，回采进路呈阶梯状向前推进。采准巷道的服务时间可控制在6～12个月，从而有效提高巷道的稳固性。

7.2.3.2 合理的回采顺序

回采顺序指开始回采的空间位置、推进方向及各矿层回采的合理配合。原则上，无论在同一分段水平内，还是上、下分段之间，相邻回采单元都要保持一定的超前关系，防止出现局部滞后而形成应力集中带。特别是要连续推进，不能因巷道破坏，不加处理就绕道而行，从而打乱合理的回采顺序。

从地压控制角度，应该使回采所造成的应力集中最小。因此要先回采高应力区或从高应力区向低应力区方向回采。从矿岩稳固角度方面考虑，应当先采矿体不稳固部位，由不稳固地段向稳固地段开采。

根据地压显现规律，一般沿矿体走向的中央部位压力最大。在这种条件下，当矿体走向很长，如果采用从矿体两端向中央后退式的回采顺序，则每个阶段的回采初期，地压显现不明显；但当回采接近矿体中央部分，地压逐渐增大；最后几条进路，必然承受较大的支承压力，给回采工作造成很大困难。相反，如果采取从中央向两端的前进式回采顺序，则地压情况将得到很大的改善。夏甸金矿－363m分段宜从破碎的536线开始回采，向两翼推进。结合夏甸金矿具体情况，重点应对采准巷道掘支方法和卸压开采方法进行研究。

7.2.3.3 卸压开采方法

软破矿岩、高地压巷道和硐室的维护一直是地下矿山工程中的难题。影响巷道围岩稳定性的主要因素有围岩强度、岩体应力与支护技术。对于深井、构造应力大以及一部分软岩巷道，采用巷道加强支护往往仍不能保持围岩稳定，需要进行巷道卸压。卸压法是采取一定的措施设法改变巷道和硐室附近围岩的应力场，使这部分围岩处于应力降低区，从而达到保持其稳定性的目的。

卸压法维护巷道和硐室的机理在于设法改变围岩应力场，使浅部围岩处于应力降低区，从而减小围岩变形。卸压开采就是利用压力集硬（即应力一般在较硬的岩层中集中）和转移原理，通过卸压工程将待回采区上方的压力，转移到矿体四周围岩体中。使采区中无过高的应力集中存在，一切采掘活动都在应力降低区中进行。国内外通常采用的卸压方法主要有周边卸压法、掘巷卸压法、开采卸压。

A 周边卸压法

周边卸压法（应力控制法）是指从被保护巷道和硐室内向其附近围岩实施的卸压措施，如切缝、钻孔或松动爆破等方法。可通过局部弱化围岩来调整围岩的应力分布状态，使巷道处于良好的应力环境中，提高其稳定性。弱化围岩就是在围岩中人为形成局部的“自由变形空间”，允许围岩向此空间产生一定的变形。弱化部位根据巷道条件可以在底板、两帮或其他部位。周边卸压法主要用于解决难支护巷道维护问题，最适于处在高应力状态下的巷道维护。有限元计算结果表明，局部弱化围岩后，巷道应力集中区转向围岩深部，稳定性大大提高；弱化带的布置方式及参数必须根据巷道围岩条件及所处的应力环境分析确定。切缝、钻孔及爆破卸压法均有各自的适用范围，其卸压程度和范围有限。目前，切缝、钻孔不易实施，爆破则是一种简单可行的方法。

爆破卸压法的实质是在围岩钻孔底部集中装药爆破，使巷道和硐室周边附近的围岩与深部岩体脱离，原来处于高应力状态的岩层卸载，将应力转移到围岩深部。按照爆破位置的不同，该法可分为底板爆破、侧帮爆破及全断面爆破等形式。葛店煤矿卸压实践表明，卸压爆破能够很好地控制高地压、变形严重的巷道。卸压爆破作为一种卸压手段，能够释放积聚在巷道及其周围煤岩体中的弹性变形能，起到控制巷道的进一步变形、减少表面巷道围岩变形量的作用。淮北矿务局芦岭煤矿爆破卸压的有限元分析计算与工程实践，得到了软岩巷道周边围岩应力高峰点向巷道围岩深部转移的规律，达到了减轻巷道支护上的压力，维护巷道，延长巷道支护服务年限的目的，为软岩巷道支护设计及巷道维护提供了理论依据和应用实例。松树镇矿 +490m 采区运输中巷围岩破碎、变形量大、维护困难，应用巷帮深孔爆破卸压的应力控制法，改变巷道围岩应力分布状态，改进了巷道施工工艺和维护措施，取得了巷道维护的理想效果和经济效益。

在破碎岩体中采用应力控制法维护巷道，可实现支承压力峰值向围岩深部的转移，保证巷道浅部围岩处于低应力作用下，改变了巷道围岩内的应力分布状态。采用应力控制法维护围岩破碎的巷道，大大地降低了维修工程量，减少了维护费用，经济效益明显，具有广阔的应用前景。

B　掘巷卸压法

掘巷卸压法是在被保护巷道和硐室附近开掘卸压巷（槽），使被保护巷道和硐室处于应力降低区，从而提高围岩的稳定性，减少围岩变形。可分为顶部卸压法和侧帮卸压法。掘巷卸压法具有施工不影响生产，卸压效果明显等特点，它特别适用于矿井重要部位或变形十分强烈的软岩、大地压巷道和硐室。

兖州鲍店煤矿有限元计算和现场试验表明，掘巷卸压法控制巷道和硐室围岩变形的机理在于将周边附近围岩的高应力向深部围岩转移，使巷道和硐室浅部围岩处于应力降低区。卸压槽（巷）控制围岩变形的效果取决于它的几何尺寸及其与被保护巷

道和硐室的位置关系。顶部卸压槽对顶底板移近量的控制效果比较明显，而侧帮卸压巷则有利于减少两帮位移。

C　开采卸压

开采卸压从开采上进行卸压或将巷道布置在应力降低区内。小官庄铁矿矿岩松软破碎，研究采用了如下两种卸压方法：一是利用正常回采卸压，即按无底柱分段崩落法的回采方式，首层分段回采过后，位于其下的采场就实现了卸压，但实施的关键是首层采场能否实现正常回采；二是利用专门卸压工程，不考虑回采出矿问题，只需在首采分段内掘进部分巷道，一些巷道用作凿岩硐室，一些巷道作爆破补偿空间用。在开采高压区段软破矿体时，为缩短巷道的服务年限，实行了落矿卸压和快退卸压方法。该矿在应用有底柱崩落法开采东区难采矿体时，进一步研究采用了卸压开采新工艺，即先崩矿后掘支电耙巷道，实施卸压开采新工艺，减轻了大爆破动载荷的不良作用，提高了底柱和电耙巷道的稳定性。采场生产实践、模拟实验以及理论分析都表明这种新工艺对增强底部结构稳定性有良好效果[35]。

梅山铁矿通过井下仪器的监测所得的第一手资料以及通过计算机的数值模拟，比较 15m×15m 与 15m×20m 两种结构参数间柱、巷道的应力和应变，得出了无底柱分段崩落法采用不同结构参数的地压活动及其规律，即大间距应力集中有了很大的改善，并提高了巷道和采场的安全性和稳定性，减少了支护量。西石门铁矿南区底板含不稳矽卡岩层的缓倾斜中厚矿体，应用无底柱崩落卸载法取代传统的有底柱分段崩落法开采，解决了采准巷道遭地压破坏的技术难题[41]。无底柱“崩落卸载”方案采用“诱导冒顶、设回收进路”的采场结构，先掘进和回采第一层进路，将顶板压力用采空区隔断，卸掉破碎带的采动压力后，再在无压力状态下开掘采准巷道工程。崩落卸载法可有效解决地压破坏问题，提高巷道工程的稳定性，降低支护费用。无底柱崩落卸载方案，适用于第一分层进路连续开采面积足以诱导顶板围岩自然冒落的矿体条件。

7.3 采准巷道掘进与支护方法研究

7.3.1 采准巷道的失稳和控制

受采动和开挖影响，巷道周围岩体中的应力平衡遭到破坏，引起应力重新分布和变形向开挖空间发展，在巷道周边围岩中出现应力集中区。当巷道周围岩体中的应力分布超过了岩石强度或应变超过允许极限应变，使巷道破坏。大量的现场巷道矿压观测及实验室模拟研究结果表明，影响采准巷道围岩稳定性的主要因素是：

（1）矿山地质因素，包括水及岩石的矿物成分、巷道围岩强度、巷道围岩中的应力和岩体完整性；

（2）生产技术因素，包括巷道位置及掘进方式、巷道保护和支护方法。

蚀变型岩金矿山采准巷道破坏形式主要分两种类型：一类为顶板或侧帮沿构造弱面冒落或冒滑，为构造失稳型地质灾害，多见于回采进路；另一类多见于沿脉巷，为巷道非对称结构破坏型地质灾害。生产实践和理论分析表明，巷道围岩的破坏模式主要取决于巷道的埋藏条件和采动影响，尤其是围岩的岩体结构，而岩体结构则取决于地质不连续面的切割程度和切割方式。

采准巷道的稳固性是一个复杂的系统工程，必须采用综合治理的方法。为了保证巷道稳定性的总体效果最佳，应对巷道矿压全过程进行控制，从回采巷道设计选择合理巷道布置开始，对巷内的支护是否采取保护措施，以及巷内和巷旁是否采用加强支护和加强手段等进行全面考虑。

无底柱分段崩落法顺利开采的条件之一就是在整个回采期间保持进路稳定，维护采准巷道稳固性是保证采矿方法成功的先决条件，是提高采矿回收率，降低损失贫化的根本保证。回采进路

的失稳，不仅会造成矿产资源的损失，而且大大增加了二次支护工程量，费工费时，使矿山生产成本上升。夏甸金矿Ⅶ号矿体－350m以下改用无底柱分段崩落法回采后，巷道断面随之增大，在采动影响下，地压显现将越来越剧烈，保证采准巷道围岩稳定性难度增大。因此深入研究采准巷道围岩稳定性，提高控制围岩稳定性水平，降低掘进和支护成本，对矿山实现安全和高产高效具有重要意义。

7.3.2 采准巷道的布置

Ⅶ号矿体采准巷道的布置应遵守以下原则：

（1）巷道的合理位置选择，是保护巷道围岩稳定性的首要问题。应当尽可能避开高应力区，把巷道布置在低应力带，尽量避开地压和地质构造的破坏。

（2）使巷道轴线与岩体中最大主应力方向一致。实际开采中，应考虑地应力的方向，将巷道布置成与地应力方向一致，这样就基本上保证巷道受力均匀。理论研究指出，当水平构造应力是岩体中的最大主应力时，且巷道轴线与构造应力方向平行的情况下，巷道顶板中点的环向应力，要比巷道轴线与构造应力垂直时同一位置的环向应力小 1/3 ~ 1/2，而且后者的帮上出现很大拉应力。根据附近三山岛金矿地应力测试结果可知，本地区地应力场以水平构造应力为主，其方向近似与矿体走向垂直，穿脉较为有利。

（3）正确选择联巷位置与巷道结构。无底柱分段崩落法中，回采巷道一般垂直矿体走向布置，下盘沿脉联巷是连通进路与溜井的关键工程，它既是全分段采准的起点，又是全分段回采终点，存留时间长；联巷与进路交岔口多，暴露面积大，应力叠加，间柱处于单向受力状态；进路退采时，承受大范围的移动支承压力作用；尤其是一般均布置在矿岩接触带处，此处为不稳固围岩，节理裂隙发育。因此，下盘沿脉破坏率最高[35]。

联巷的稳定性是关系到回采能否成功的关键，因此，联巷要

尽可能布置在稳定性较好的矿岩中，尽可能布置在卸压区内，夏甸金矿Ⅶ号矿体可将联巷布置在下盘稳固的花岗岩中；同时要加强对联巷的支护，提高支护等级。

7.3.3 简易光面爆破

夏甸金矿Ⅶ号矿体主要产于断裂带的黄铁绢英岩化碎裂岩中，属于构造破碎蚀变岩型矿床，矿岩节理、裂隙发育。-350m水平以下改用无底柱分段崩落法回采后，巷道断面随之由原来干式充填法的2m×2m，增大到2.5m×2.5m，位于顶板围岩之下的第一层进路，承受较大的压力。原用的普通法掘进，顶部布孔少，多数采准巷道成形较差，不仅巷道维护量较大，而且给生产带来不安全因素。

为了提高采准巷道的稳定性，需要针对矿岩破碎的条件，采用适宜的断面形状，尽量减少因掘进爆破对巷道周边围岩的扰动，缩小爆破震动圈范围，提高围岩的承载能力。普通爆破掘进由于炮孔少而采用全长连续装药，炸药量大而且集中，造成爆破后的巷道表面极不规整，给支护工作带来很大的困难。特别是出现尖角状凹凸时，其应力集中值比正常应力值大10倍以上，造成局部应力集中，若在矿岩较软弱地段便可能发生局部冒落，导致地压活动。采用光面爆破可以克服普通爆破法的缺点。对光面爆破的设计参数和工艺进行简化处理，称为简易光面爆破。为此采用了三心拱断面，并开展了简易光面爆破试验研究。

试验工作在Ⅶ号矿体-363m分段536线与538线进行，其中536线穿脉巷道主要为黄铁绢英岩与花岗质碎裂岩，属于典型的软岩；538线穿脉巷道属于典型的硬岩。两处共进行了14个班的跟班试验。

矿山掘进采用7655气腿式凿岩机钻孔，钻头直径40mm，钎杆长度2.2m，炮孔深度2.0m。采用桶型梅花掏槽方式，中间装药孔、四周呈梅花形布置5个空孔，掏槽深度具有高度的稳定性。

由于采准巷道是临时性巷道，服务年限短，特别是在卸压区内，如全断面采用光面爆破技术，将会增加掘进施工的劳动量和成本，影响施工速度。因此，根据矿山实际情况，大部分采准巷道采用局部光面爆破护顶工艺，即巷道拱基以上采用简易光面爆破参数，以保证巷道顶板的平整度和稳定性，其余部分仍采用普通布孔参数，从而减少了炮孔数量，节省了凿岩和装药时间，提高了施工效率。此外，根据围岩软硬程度采用不同的辅助孔。试验结果见表7-1与表7-2，得出的最佳布孔方式如图7-4所示。

表7-1　软岩巷道开掘炮孔参数

试验序号		1	2	3	4	5	6	7
施工日期		31/5	31/5	6/6	7/6	9/6	11/6	13/6
炮孔个数/个	掏槽孔	6	6	6	6	6	6	6
	辅助掏槽孔	4	4	4	4	4	4	4
	辅助孔	7	7	7	4	6	4	4
	周边孔	10	10	10	10	10	10	10
	合　计	27	27	27	24	26	24	24
装药量/kg	掏槽孔	1.6	1.6	1.6	1.35	1.5	1.35	1.5
	辅助掏槽孔	4.5	4.5	4.5	4.8	4.5	4.8	4.5
	辅助孔	7.0	7.0	7.0	4.8	7.0	4.8	7.0
	周边孔	12.4	12.4	12.4	10.5	11.0	10.5	11.0
	合　计	25.5	25.5	25.5	21.45	24.0	21.45	24.0
起爆段数/段	掏槽孔	1、2	1、2	1、2	1、2	1、2	1、2	1、2
	辅助孔	3	3	3	3	3	3	3
	周边孔	4~6	4~6	4~6	4~6	4~6	4~6	4~6
	合　计	6	6	6	6	6	6	6

续表7-1

试验序号		1	2	3	4	5	6	7
施工日期		31/5	31/5	6/6	7/6	9/6	11/6	13/6
试验结果	平均每孔凿岩时间/min	7.0	6.5	7.4	8.3	8.0	7.8	8.2
	循环进尺/m	2.0	1.9	1.9	2.0	1.9	2.0	1.9
	炮孔利用率/%	100	95	95	100	95	100	95

表7-2　硬岩巷道掘进炮孔参数

试验序号		1	2	3	4	5	6	7
施工日期		1/6	5/6	8/6	12/6	15/6	17/6	18/6
炮孔个数/个	掏槽孔	7	6	6	6	6	6	6
	辅助掏槽孔	4	4	4	4	4	4	4
	辅助孔	6	6	6	6	8	6	7
	周边孔	10	10	10	10	10	10	10
	合　计	27	26	26	26	28	26	27
装药量/kg	掏槽孔	1.5	1.35	1.35	1.35	1.5	1.35	1.5
	辅助掏槽孔	4.8	4.8	4.8	4.8	4.8	4.8	4.8
	辅助孔	7.2	7.2	7.2	7.2	9.0	7.2	7.2
	周边孔	12.4	10.5	10.5	10.5	12.4	10.5	12.4
	合　计	25.9	23.85	23.85	23.85	27.7	23.85	25.9
起爆段数/段	掏槽孔	1	1	1	1	1	1	1
	辅助掏槽孔	2	2	2	2	2	2	2
	辅助孔	3	3	3	3	3	3	3
	周边孔	4~6	4~6	4~6	4~6	4~6	4~6	4~6
	合　计	6	6	6	6	6	6	6

续表 7-2

试验序号		1	2	3	4	5	6	7
试验结果	平均每孔凿岩时间/min	9.7	10.5	10.2	9.0	9.2	10.6	9.5
	循环进尺/m	1.8	2.0	1.8	1.9	1.9	2.0	1.9
	炮孔利用率/%	90	100	90	95	95	100	95

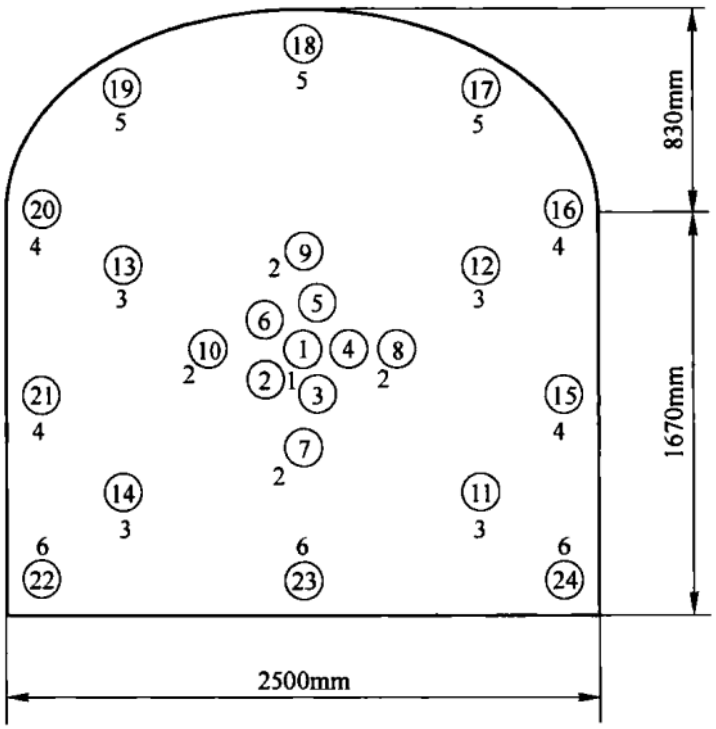
图 7-4a 共布置 24 个炮孔，图 7-4b 共布置 26 个炮孔。两者均采用 6 个掏槽孔，4 个辅助掏槽孔和 10 个周边孔。在图 7-4 中，圆圈表示炮孔，圆圈内数字为炮孔编号，圆圈外的数字为起爆顺序。采用 2 号岩石硝铵炸药，1 号掏槽孔装药量为 9 只药卷，2 号～6 号孔不装药；7 号～10 号辅助掏槽孔各装药 8 只；辅助孔各装药 8 只；周边孔拱顶 3 孔各装药 5 只；两帮孔各均装药 7 只，底部每孔装药 9 只。软岩巷道共装药 143 只，硬岩巷道共装药 159 只，每只药卷药量 0.15kg。前者计 21.45kg，后者计 23.85kg。

用炮泥堵塞孔口，堵塞长度 0.15～0.2m。采用非电导爆管起爆，共分 6 段起爆，所用雷管段数分别为 1 段、3 段、5 段、7 段、9 段、11 段或 2 段、4 段、6 段、8 段、10 段、12 段。各炮孔起爆顺序如图 7-4 所示。为保险起见，起爆网路的连接，采用并联方式，将导爆管分为两组，每组导爆管与两发同一段别的非电雷管绑扎在一起，用胶布缠紧，再将两组非电雷管的导爆管与起爆装置连接。

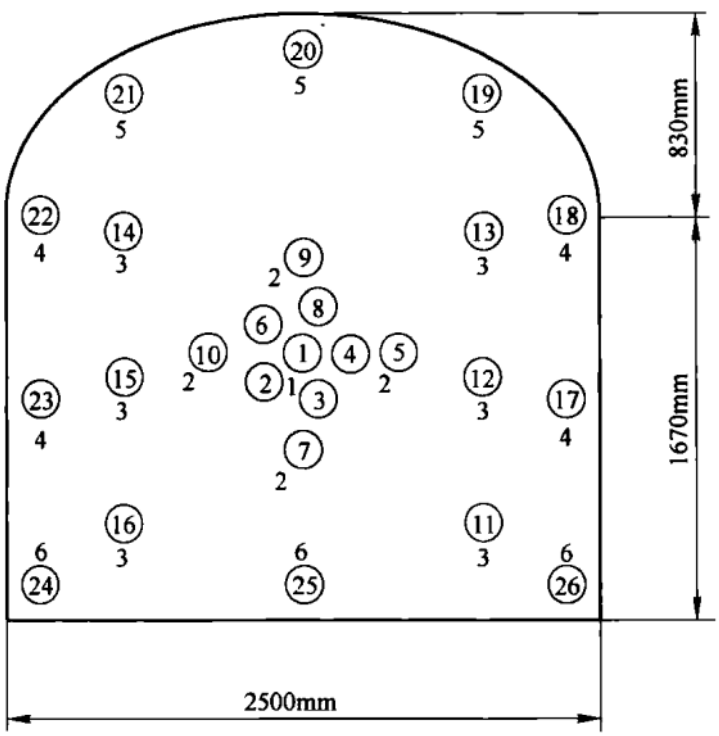
掘进进尺均为 2.0m，软岩巷道炸药单耗 1.84kg/m^3，硬岩巷道炸药单耗 2.05kg/m^3。

以图 7-4 的布孔形式与起爆顺序为标准，在无底柱分段崩落法采区全面推广，掘进进尺一般可达到 2.0m。

简易光面爆破成巷避免了局部应力集中，裂隙沿原生片理或节理扩展，使围岩达到破坏最小，从而减少了次生应力对巷道的



a



b

图 7-4　采准巷道的炮孔布置形式与起爆顺序

a—软岩巷道；b—硬岩巷道

破坏。采用简易光面爆破掘进，由于炮孔参数选取合理，炸药分布比较均匀，爆破后巷道表面平整，凸凹度远小于普通爆破（±0.3m），低于0.15m，巷道周边基本没有明显的炮震裂纹，孔痕率在40%以上，保证了围岩的完整性，提高了围岩的自承能力，减少了支护工作量，提高了成巷速度。

7.3.4 采准巷道的支护

巷道支护对巷道围岩稳定性具有重要作用，合理的巷道支护能有效地预防或降低围岩的移动，保证巷道围岩的稳定性。采准巷道围岩的变形与破坏，很大程度上直接反映出围岩内部应力调整过程和结果[35]，是确定支护形式和等级的重要依据。夏甸金矿Ⅶ号矿岩坚硬到中等坚硬，节理裂隙发育，矿岩被节理、裂隙、断层等切割破碎，整体性差，在几条节理交汇下形成“危岩”。在回采过程中，巷道顶板围岩一般受拉应力作用，拉伸应力促使节理裂隙张开引起“危岩”脱落或沿薄弱面滑移脱落，引起连锁反应，当维护不及时就会造成较大的塌方现象。

生产实践证明，围岩本身既是一种荷载，又是一种材料，对地压的控制应立足于化荷载为结构，变消极为积极的观点之上。根据岩体的特点，最大限度地利用和发挥岩体的自承能力。在支护方法和工艺上，国内外学者的共识是采取内加固与外补的支护理论，力图保护和加强围岩的整体强度，提高围岩本身的自承能力，使围岩的稳固性与采矿方法相适应。从岩石力学来看，采准巷道常用的支护形式可归纳为两类：一类为被动支护（外补支护），如现浇混凝土、金属支架等；另一类为主动支护（内强支护），如喷射混凝土、锚杆等。

支护形式选择的正确与否，关系到支护的成败和经济效果的好坏，这就要求所选用的支护形式和结构能适应围岩的位移和应力分布特点。

采准巷道服务年限一般较短，随着回采的进行，这些回采

巷道也随着消失，其支护等级和数量，应视矿岩物理力学性质、存留时间、断面大小等因素，本着经济实用的原则而定。夏甸金矿Ⅶ号矿体属坚硬-半坚硬岩石，岩体质量好-中等，在靠近主裂面附近和局部构造裂隙发育、破碎地段，可采用喷锚柔性支护，第一分段矿山压力较大，宜采用喷射混凝土或喷锚网联合支护；第二及以下分层卸压以后可采用喷射混凝土等简易支护或不支护。

7.4 中厚倾斜矿体卸压开采机理

影响巷道围岩稳定性的主要因素有围岩强度、岩体应力与支护技术。无底柱分段崩落法采准巷道服务时间短，布置在破碎岩体中的巷道，受到采动影响后压力大，单纯依靠支护来维护，不但成本高而且维护效果也较差；而高应力区段的巷道单纯依靠加强支护往往仍不能保持围岩稳定，因此需要进行巷道卸压，尤其对于深部开采和构造应力大的地下开采意义重大。卸压法维护巷道的机理在于设法改变围岩应力场，使巷道围岩处于应力降低区，从而减小围岩变形，从而达到保持其稳定性的目的。

围岩中的应力分布主要与岩性有关，应力一般在较硬的岩层中集中。坚硬、整体性好的弹性岩体，有利于应力积累，成为高应力区；而塑性岩体因易于变形，就不易积累应力；风化较深，因应力已经释放，就成为低应力区。当岩体被开挖后，岩体原来承担的压力就会全部或部分地转移到相邻的区域，从而形成应力升高区和应力降低区。卸压开采就是利用应力分布特点和转移原理，采取一定的措施将待回采区上方的压力，转移到巷道四周围岩体中。卸掉采区中的高应力，从而提高巷道围岩的稳定性[14]。

无底柱分段崩落法回采过程中要减少回采巷道周围岩体的变形，并保证回采巷道在回采期间的稳定性。回采巷道的破坏将导

致后续工作中中深孔凿岩的无法正常进行；对于已完成中深孔凿岩的巷道，岩体的变形会使其装药孔发生错位或堵塞，进而影响到爆破落矿的效果，甚至由于回采巷道的破坏而使得矿量无法正常回收，造成资源的浪费和永久损失。

在崩落法开采中，为了保证回采进路的稳定性，必须根据不同的进路破坏程度而采取不同的支护形式和支护参数。此外，可以通过布置相应的卸压工程来改变岩体应力的分布规律，从而从应力控制角度出发达到应力降低的目的，保证回采进路的稳定性。这些措施、方法虽然可以取得一定的效果，但有时效果并不会很理想，而且还会增加开采的成本，因此需要采取更为有效和低廉的方法来实现资源的正常开采。

从前面的开挖引起的岩体应力分布规律可以看出，不管是哪种开挖形式，开挖后都会引起岩体应力场的重新分布，形成明显的应力升高区域和应力降低区域。而对于中厚矿体来说，空区在下分段水平投影范围内的区域都属于应力降低区域。因此，可以通过无底柱分段崩落法卸压开采技术来降低下分段回采进路部位的应力大小，从而实现保证回采进路稳定性的目的。为此，需要对卸压开采进行解释和定义。

卸压开采并不是通过开采来降低回采区域的压力，而是通过卸压分段的回采来改变岩体应力的区域分布特征和规律，形成新的应力分布状态，即形成应力降低区域和应力升高区域。根据回采引起的岩体应力变化规律和分布特征，通过合理的结构参数选择和采场结构布置，使得卸压分段回采后其下分段回采工程处于应力降低区域，从而保证下分段回采工程的稳定性和可利用性。能合理、经济、安全地对矿产资源进行回收的无底柱分段崩落法开采技术就是典型的卸压开采技术。

由此可见，无底柱分段崩落法卸压开采技术主要包括两方面：一是卸压，即通过卸压分段的回采，在下分段形成一定范围的应力降低区域；二是开采，开采即包括卸压分段的回采，也包括卸压分段以下分段的回采，而合理的采场布置形式以及采场结

构参数是保证卸压开采取得成功的关键。可见，卸压是后续采场布置及回采的基础，而采场布置及参数选取也是卸压得以实现的前提。因此，卸压和回采是一个相辅相成的过程，卸压是回采后的卸压，回采是卸压后的回采。

7.4.1 影响卸压效果的因素

对于中厚矿体来说，采用无底柱分段崩落法进行卸压开采，其采场布置和结构参数的选取不同于厚大矿体的无底柱分段崩落法开采。由于受矿体水平厚度的限制，在无底柱分段崩落法采准布置中往往需要沿矿体走向布置分段运输联络平巷；此外，为了充分达到卸压的目的，上下几个分段在采场结构参数选择和设计中应相互兼顾，综合考虑。

因此，在中厚矿体无底柱分段崩落法卸压开采中，影响其采场结构参数选择和进路布置位置以及整体开采效益的因素主要有矿体水平厚度 B，矿体倾角 α_1，卸压角 φ，上盘炮孔边孔角 θ_1，下盘炮孔边孔角 θ_2，散体放出角 β_1，确定的回采分段高度 H，回采巷道到矿体下盘的距离 L，以及由这些参数确定的需要开采的下盘围岩面积 S_1 和上盘围岩面积 S_2。整个分段卸压崩落法采场布置如图 7-5 所示[76]。

从以上这些参数可以看出，矿体水平厚度和矿体倾角在特定区域可以认为是固定值；对于一定区域的矿岩崩落散体，其散体放出角也可以认为是一确定值。而其余参数都是在一定的取值范围内的可变值。因此，整个中厚矿体的无底柱分段崩落法卸压开采效益主要受以上这些采场结构参数影响，当然还受一些人为因素的影响，比如现场管理水平、工人操作水平等。此外，现场地质条件的复杂性、突变性也是影响开采效益的因素。

7.4.2 卸压开采的数学模型

对中厚矿体采用无底柱分段崩落法进行卸压开采，其中存在着一个重要的矛盾，即卸压与回采指标之间的矛盾。对于倾角不

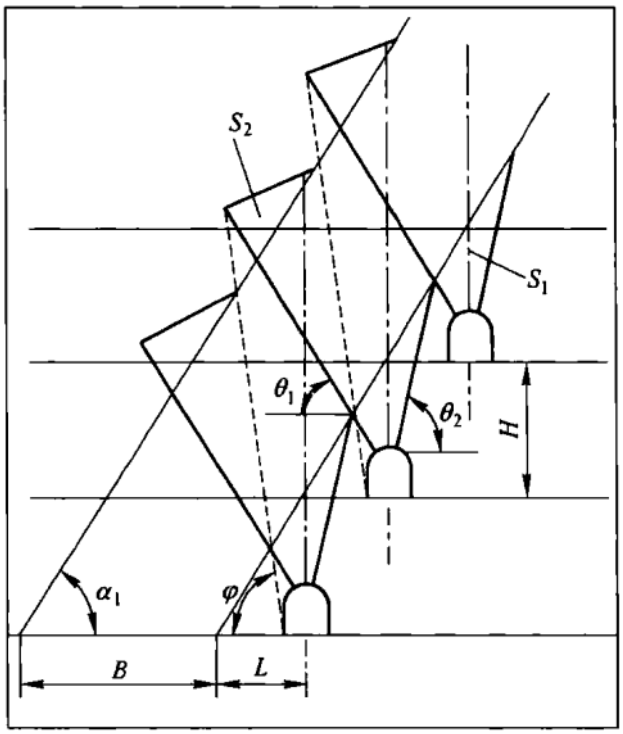


图 7-5　分段卸压崩落法采场结构示意图

足的中厚矿体，为了卸压实现下部巷道的稳定性并降低支护等级，需要将回采进路布置在下盘围岩中。而在上分段回采后，从卸压的角度考虑，需要将下分段的回采巷道布置在上分段回采后的应力降低区，这就需要根据矿体倾角不同将回采巷道布置在远离矿体的不同位置，形成大量的下盘切岩量，从而造成回采指标的恶化。而从保证回采指标的角度出发，回采巷道应尽可能布置在矿体中，或少切下盘围岩。因此，卸压和回采指标控制就成了一个难以调和的矛盾。而在中厚矿体的卸压开采中，如何合理选择采场结构参数，从而尽可能地在满足正常开采的前提下降低两者之间的矛盾则是一个重要而困难的问题。

王文杰[76]对于影响中厚矿体无底柱分段崩落法卸压开采的主要采场参数因素进行了深入的研究，分析了不同开采要求下的采场结构参数应满足的要求和条件。在采矿生产中，实现资源的高效、安全和经济开采是整个生产的总目标，而影响这一目标的

因素和环节是多方面的，也是复杂的，本书所研究和涉及的只是开采环节中的无底柱分段崩落法采场结构参数对开采效益的影响。在对中厚矿体采用无底柱分段崩落法卸压开采时，要优化采场结构参数并确定出合理可行的采场结构参数也得综合考虑各种因素，前面所述的各种条件也不是全部条件，而在实际中的采场结构参数确定还应考虑地质条件的影响，如破碎带、断层等，在确定回采进路位置时还应避开这些影响巷道稳定性的区域。因此，如果以采场结构参数影响下的开采效益 P 最大为目标函数，则：

$$\max P = f(B, H, L, \alpha, \beta, \alpha_1, \theta_1, \theta_2, \varphi) \tag{7-1}$$

式中 B——矿体水平厚度；

H——确定的回采分段高度；

L——回采巷道到矿体下盘的距离；

α，β——与散体的流动性及放出条件有关的常数；

α_1——矿体倾角；

θ_1，θ_2——上盘、下盘炮孔边孔角；

φ——卸压角。

在中厚矿体无底柱分段崩落法卸压开采中，其卸压开采机理是将下分段的回采巷道布置在上分段回采后的应力降低区内，而在采场布置及参数选择上则要同时满足卸压和回采指标两个条件。因此，中厚矿体无底柱分段崩落法卸压开采中采场结构参数应满足的数学条件可以表示为：

$$\max P = f(B,H,L,\alpha,\beta,\alpha_1,\theta_1,\theta_2,\varphi)$$

$$s.t.\begin{cases}\varphi'' \leqslant \varphi \leqslant 90° \\ \theta_1 = \min f_1(R,\alpha,\beta) \\ \beta_1 \leqslant \theta_2 \leqslant 90° \\ H \leqslant l\end{cases} \tag{7-2}$$

式（7-2）是中厚倾斜矿体满足无底柱分段崩落法卸压开采时所必须具备的采场结构参数条件，只有具备这个条件才可以实现有效卸压。但是在中厚矿体无底柱分段崩落法卸压开采中，其

结构参数的选取还应考虑其开采的技术经济指标，也就是说式（7-2）并不能确定中厚矿体无底柱分段崩落法卸压开采的采场结构参数，只能作为其卸压开采的优化约束条件。此外，在具体的中厚矿体无底柱分段崩落法卸压开采中，还应考虑具体的矿岩地质条件。

从上面的分析也可以看出，并不是所有的中厚倾斜矿体都可以采用无底柱分段崩落法卸压开采，而需要根据矿体自然赋存条件和特征，结合中厚矿体无底柱分段崩落法卸压开采应具备的条件和技术经济指标进行综合分析，而矿体的水平厚度和倾角始终影响着采场的布置及采场结构参数的选取。因此，对于中厚矿体来说，能否采用无底柱分段崩落法进行卸压开采，或者采用无底柱分段崩落法进行卸压开采能否取得好的效果，矿体厚度和倾角以及所选取的卸压开采采场结构参数起着至关重要的作用。

7.5 夏甸金矿卸压开采

7.5.1 卸压开采方案

夏甸金矿Ⅶ号矿体埋藏深，铅直厚度小，倾角缓地层压力大，开采引起的崩落不易发展到地表，故采场上部的拱形效应较为明显，应力集中也十分突出。数值计算表明，夏甸金矿采场地压的分布具有明显的分区分段性，即存在着支承压力区和应力卸载区，而且两区中的地压显现程度存在着显著差异。

夏甸金矿Ⅶ号矿体崩落法采场，由于埋藏深（大于500m）、地压大，矿岩节理裂隙发育、承载能力弱，用加强支护的方法来解决破碎矿岩大面积开采中采准巷道的稳定性问题，将会大幅增加支护和采矿成本，而且施工难度大；随着开采深度的增大，采场地压问题将日趋突出，其控压难度更大。

根据巷道破坏形式，结合Ⅶ号矿体现有条件，分析得出：为避免地压破坏，一要减小对破碎岩层的破坏程度；二要减小开采区段内回采巷道所承受的采动压力；三要缩短高应力区和破碎带中采准巷道的服务时间。

卸压方法选择的一个基本原则是要与采用的采矿方法相适应，不能破坏其开采顺序，且工艺简单、工程量小、可靠性大。根据无底柱分段崩落法的特点和矿岩稳固情况，夏甸金矿Ⅶ号矿体可以采用“强化开采”的卸压方法。为此，经过多方案比较，研究提出了图 7-6 所示的无底柱分段崩落法“强化开采卸压”开采方案，即采用“自落顶、设置回收进路”的采场结构，先强化掘进和回采第一层进路，将顶板压力用采空区隔断，卸掉破碎带的采动压力后，在卸压状态下开掘采准巷道工程。

利用岩体失稳冒落规律与散体流动规律，用自落顶、设回收进路的无底柱分段崩落法，强化开采第一分段，切断顶板围岩与矿体的直接联系，诱导顶板围岩冒落实现卸压。

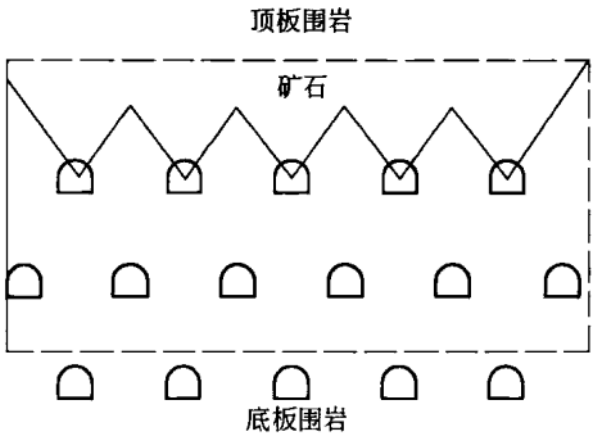


图 7-6　夏甸金矿采场结构示意图

7.5.2　卸压开采工艺

无底柱分段崩落法首分段回采过后，位于其下的各分段采场就可以实现卸压，对Ⅶ号倾斜矿体来说，大部分采场能得到

卸压，并且随着回采水平的下降，卸压范围将逐步扩大（图7-7）。

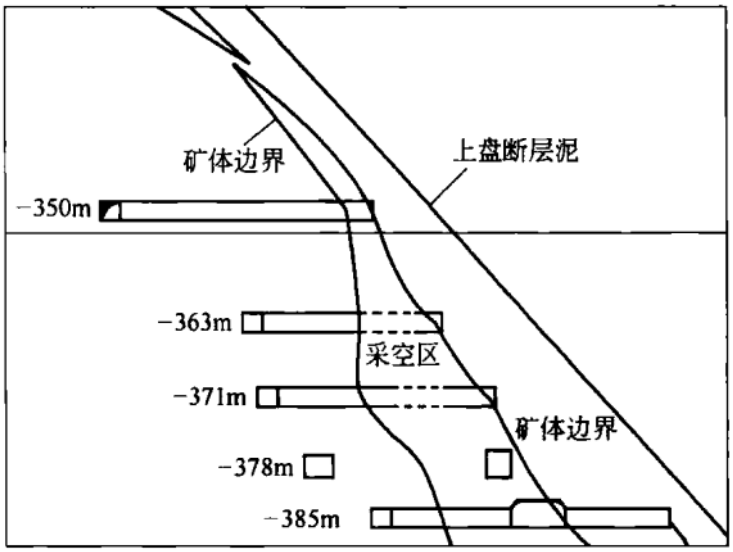


图7-7　538线剖面图

因此，实施卸压开采技术的关键是首采分段的崩落回采效果。大面积连续开采，采动压力随空区面积的增大而增大。空区之上悬空顶板的重量转移到拱角，依靠拱角围岩支撑，拱角位于第一层进路区域，顶部传递的压力由进路间的矿柱承受。而矿柱的承载能力，在力学性质一定时，取决于矿柱的宽度，即进路的间距。一旦矿柱承载力不足导致进路不能回采，形成孤岛残柱，其下矿石处于高应力下均难回采。因此，地压管理的关键是用矿柱强度保证在正常回采条件下第一层进路全部得以回采。这一方面要求进路间距足够大，另一方面要求减小应力集中区第一层进路存留的时间。

Ⅶ号矿体的首采分段，矿岩节理裂隙发育，采动压力大，巷道稳定性差，回采工作很难正常进行。为保证卸压效果，就必须深入研究应用强化开采卸压的技术和工艺。

（1）巷道掘进。Ⅶ号矿体节理裂隙发育，回采巷道的掘进宜采用简易光面爆破技术，并正确选择沿脉巷的位置。

（2）强化支护。为保证卸压方案的顺利实施，－363m 首采分段所掘巷道应全部采用及时且强度高的支护，如喷射混凝土；对地压大、变形大的巷道，可采用喷锚网联合支护，对局部围岩特别是破碎变形大的部位进行二次支护。从第二分段开始，除下盘沿脉巷道等关键工程或局部破碎带仍需采用喷射混凝土、喷锚网等较高级别的支护形式外，对处于卸压区内的回采进路可以不支护或采用喷射混凝土等简易支护。

（3）落矿工作。上分段若回采不完全，对下分段对应部位的巷道稳定性有很大影响，因此要提高回采质量，保证连续回采。包括维护好进路，提高中深孔和爆破质量，减少悬顶、隔柱和残柱。“强化开采”的第一分段进路，要求回采时进路之间务必崩透，以实现崩落卸压目的，同时形成连续暴露面积，以诱导顶板围岩自然冒落。

（4）采场结构参数。加大采矿结构参数，可提高开采强度和巷道稳定性，如梅山铁矿 15m×15m 与 15m×20m 两种结构参数的监测结果：前者间柱的压应力平均为 0.9315MPa，而后者则为 0.83178MPa。相同自然条件下，15m×20m 的采场结构参数应力集中比 15m×15m 有很大的改善，提高了巷道和采场的稳定性和安全性，减少了支护量[41]。

夏甸金矿Ⅶ号矿体矿岩节理裂隙发育，结合散体流动参数测试结果，第一分段采用了 8m 的进路间距。同时对应力集中区的第一层进路，尽量采取强掘强采方法缩短存留时间，以防止采准工程遭地压破坏。

（5）三强开采。对于处于高应力区段的软弱破碎矿体，可缩小回采单元，实行三强开采，以 2～3 条进路为一回采单元，进行多工序密集作业，尽量缩短采准巷道的服务年限，使其服务年限低于巷道开挖到变形破坏的时间。

（6）出矿控制与回采指标。在巷道稳固性较好的情况下，在第一分段进路的内部，出矿到铲运机司机不进空场不能再出为止；在第一分层进路的边界，为防止顶板冒落气浪危害，保持进

路口不出空；从第二层进路开始，按低贫化（回收进路按截止品位）控制出矿。

对于高应力区段或极破碎矿石，可采用快速回采卸压的方法，即矿块施工完成采切工程和中深孔后，进行快速回采，每次爆破出矿循环只放出补偿空间，加快回采速度，从而缩短巷道的服务年限。

（7）确定合理的回采顺序。卸压开采是减少和避免应力叠加的技术手段，确定合理的回采顺序是实行卸压开采的前提。根据夏甸金矿Ⅶ号矿体的产状，在走向方向应从矿体中部向两翼回采，垂直走向方向从上盘向下盘推进。

夏甸金矿采用上述方案后，取得了较好的实施效果，分层服务时间6～10个月，沿走向布置的采准工程，只有－363m分段的沿脉进路、－371m分段的沿脉联巷与－378m分段的沿脉联巷，局部出现了地压显现，但进行二次支护后，都状态良好地使用到服务期限。从－392m分段开始，这些易遭地压破坏的进路联巷，已经进入采空区卸载范围内，从而使稳定性变好。到了－408m分段，无论沿脉联巷还是回采进路，稳定状态均好，具备了安全生产的良好条件。

夏甸金矿Ⅶ号矿体无底柱分段崩落法采区，位于顶板围岩之下的第一层进路，受到较大的矿山压力作用。第二及以下分段采准巷道，采用卸压开采技术后，在整个服务期限内，在不支护或采用简易支护措施的情况下，巷道都保持了较好稳定，进路的利用率达到了100%，由此表明，强化开采卸压的试验应用是成功的。

强化开采卸压主要依靠崩落卸掉地压和缩短存留时间来解决软破矿岩巷道的稳定性问题，从而对巷道支护要求降低很多，以基本不支护或仅局部支护为理想目标，并为巷道快速掘进创造了条件。

与原来传统的支护求稳的无底柱分段崩落法方案相比，强化开采卸压的突出优点是提高了采准巷道工程的稳定性，并可有效

降低采切工程量。由于基本取消了支护环节，简化了巷道掘进工序，崩落卸载法使巷道快速掘进成为可能。在埋藏深度大或软破矿岩条件下，实施无底柱分段强采卸压开采是一项很有价值的新工艺，具有很高的推广应用价值。

8 岩体冒落规律及控制

地下矿床开采必然形成采空区，而采空区的形成，使周边一定范围的岩体应力重新分布，导致岩石变形、移动和破坏，成为生产的安全隐患。随着采矿的进行，因顶板围岩滞后冒落形成的采空区达到一定的规模后，顶板围岩一旦失稳且发生大规模的突然冒落，冒落的岩体对其下的采场将产生巨大的动力冲击和冒落气浪，危及人员、设备的安全。冒落的体积和顶板的落差越大，气浪的危害程度越大。为了形成崩落法正常回采条件和防止围岩大量冒落造成安全事故，在崩落矿石之上必须覆以岩石层。覆盖岩（矿）层下放矿和及时处理采空区是崩落采矿法的基本要求。

夏甸金矿Ⅶ号矿体从 -350m 水平开始从干式充填法向无底柱分段崩落法过渡，而且 -350m 中段以上的充填法采场与其下崩落法采场同时开采，为保证充填法采场安全，采用了“自落顶、设置回收进路”的采场结构。利用各分段进路回采提供的空间，诱导顶板围岩自然冒落，形成覆盖层，以避免人为破坏顶板围岩，较好地保护顶板围岩的块度，减少放矿过程中的废石掺杂。

空区的冒落形式、冒落规模、冒落的危害及冒落过程如何，能否较快形成足够厚度的覆盖层，对矿山生产安全和采矿方法的衔接影响很大，因此必须对采空区的冒落规律和控制方法进行深入研究分析。

8.1 采空区冒落规律与诱导冒落

8.1.1 采空区冒落规律

采空区处理的目的：缓和岩体应力集中程度，转移应力集中

的部位，或使围岩中的应变能得到释放，改善其应力分布状态，控制地压，保证矿山安全持续生产。

围岩变形破坏的基本规律为：随着开采深度的增加，顶板暴露面积加大，在岩体自重和因开采而产生的次生应力场的共同作用下，将产生向空区自由面的弯曲变形并发生应力性质的改变。当暴露面积过大，顶板围岩所受的拉应力超过岩体的抗拉强度时，就会发生破坏、冒落。对于坚硬顶板来讲，其大面积冒落的机理有两个方面：一是拉断破坏；二是剪切破坏。从主动意义上讲，防治顶板大面积垮落的基本原理是：减小悬顶面积和降低能量聚积。

西石门铁矿中区存在一大型采空区，理论分析和计算机模拟结果表明，当逐步扩大岩石顶板的暴露面积，顶板中央产生较大的拉应力，而岩石的抗拉强度较低，引起岩体破坏。因此，岩石冒落随空区的扩大不断地冒落，发生一次性冒落的可能性较小。根据该矿南区采空区矿岩的点荷载强度测定和结构面调查结果，结合空区顶板岩性、空区状态及采矿实践，分析空区顶板冒落过程，主要包括：初始冒落、间断冒落、地表冒落和扩展下移四个阶段；顶板最可能的冒落形式，一是以散体形式零星冒落，另一是批量冒落。采空区顶板冒落时，会产生冲击气浪，危及人员设备安全，气浪的危害程度与有无气体补给源有关，盲空区冒落造成冲击气浪过程可简化为冲击和绕流两种模型，西石门铁矿南区因顶板岩石节理裂隙发育、顶板厚度较大，采空区顶板的冒落过程服从绕流模型。

空区冒落还会造成地面塌陷，其形成机制为：采空区的顶板岩层在自身重力和上覆岩层的压力作用下，产生向下的弯曲和移动。当顶板岩层内部所形成的拉张应力超过该层岩层的抗拉强度极限时，顶板首先发生断裂和破碎并相继冒落。接着是上覆岩层相继向下弯曲、移动，进而发生断裂和离层。当矿体开采的范围扩大到某一时刻，在地表就会形成一个比采空区大得多的塌陷盆地。梅山铁矿顶板冒落过程经历了稳定、初始冒落、大量冒落和

地表塌陷四个阶段。杨家坪地区因地下采煤造成地面塌陷，平衡拱理论计算结果表明，为防止地面塌陷的发生，矿山开采必须控制开挖跨度。

通过广西新洲矿塌陷发生区地质环境、发生历程的调查，分析了采空区地面塌陷的形成机理和过程：采空区出现后，围岩原有应力平衡改变，顶板产生垂向围岩压力；随采空面积逐渐增加，顶板围岩平衡条件破坏程度加剧，岩层开始变形。由于岩体内部结构较不完整，开裂、掉块发生，地下岩层变形波及地表，表现为地裂及局部地面下沉。随着采空区垂向、水平方向的不断扩大，顶部围岩变形、塌落愈演愈烈，地表形变加剧。在地表水下渗加重岩体自重、降低岩体强度及采矿爆破振动降低局部岩体强度等诸多因素综合作用下，最终发生冒顶塌陷。

8.1.2 采空区的诱导冒落

采空区处理常用的有如下几种形式：崩落采空区、充填采空区、永久矿柱支撑采空区、隔离与疏通采空区。而岩金矿山绝大多数为中小企业，又多以空场法采矿，又因生产能力小及连续性差而未进行过专门处理。

1994 年，东北大学与玉石洼铁矿在研究 170m 中段难采矿体采矿方法时，提出了诱导冒落形成覆盖层的方法。随后，该法在 2000 ~ 2004 年北铭河铁矿采矿方法研究，2003 ~ 2004 年桃冲铁矿空区处理等得到进一步的应用和完善。诱导冒落是利用矿岩的可崩性，通过扩展空区面积，诱导顶板矿岩冒落的新型采空区处理技术。它不设底部结构，对冒落时间和块度的要求不严格，和阶段自然崩落法在工艺上有本质上的不同，为此称之为诱导冒落法[41]。

诱导冒落是在易于自然崩落的岩体中，利用矿岩本身所固有的节理裂隙分布特征和低强度特性，利用第一分段进路回采提供一定面积的空间，通过第二及以下分段的回采或布置诱导工程来扩展空区面积，改变岩体内应力的分布状态，促使岩体按要求逐

渐破坏、失稳并借助岩体重力场的作用，自然崩落成适宜的矿岩块度，达到最终落矿和形成覆盖层的目的。

玉石洼铁矿最早采用了诱导顶板围岩自然冒落的技术，但由于矿岩可崩性好，因此并没有对冒落机理进行深入的理论分析。通过空区顶板破坏的理论分析和计算机模拟，结合在西石门铁矿的实践，得出了如下结论：人为地扩大采空区的面积可以诱导顶板岩石的冒落，而且可使冒落分阶段发生，大片的采空区可以很快地扩散岩石冒落产生的气浪，从而降低冲击气浪的危害。扩大暴露面积，采用有控制的冒落是处理采空区的新方法。武汉科技大学和武钢程潮铁矿对井下西区放顶过程中的地压进行了有限元计算机模拟，分析表明：放顶后在放顶的上方顶板处开始出现拉应力，并且伴随塑性区的产生。随着开采的进行，上覆围岩的拉应力区和塑性区不断增加，顶板逐渐冒落，不会造成大面积的空场而引起大范围、短时、高强度的冒落。东北大学与西石门铁矿在研究开采不稳固的缓倾斜中厚与厚矿体时，依据岩体自然冒落规律与散体流动规律，提出了自落顶、设回收进路的无底柱分段崩落法，不设专用放顶工程，用第一分段进路回采提供的空间诱导顶板围岩自然冒落。解决了顶板处理等问题，实现了安全、低耗、高效开采[31]。

诱导冒落法没有底部结构，工艺简单，是一项安全、高效的空区处理和采矿新技术，现已逐渐应用于顶板稳固或中等稳固的采空区处理和难采矿石开采。2002～2005 年，东北大学与邯邢冶金矿山管理局合作，试验成功了诱导冒落与爆破崩落相结合的无底柱高效采矿方法。利用第一分段进路回采提供的空间诱导上部顶板矿石与围岩自然冒落。2003～2004 年，东北大学与桃冲矿业公司合作，对井下 43～83m 盲矿体开采形成的采空区研究处理。经过理论分析和现场调研，提出了通过扩展顶板面积来诱导采空区自然冒落的采空区处理方案。不仅保证了生产安全，而且顺利地回收了空区内部及周边矿量，取得了良好的技术经济效果。

8.2 采空区冒落过程

8.2.1 矿岩冒落形式

岩体中的构造特性及结构面特征是影响矿岩崩落的主要因素。节理与裂隙对岩体的破坏，主要取决于它们的密度、连续性及其空间组合[14]。密集的节理，造成岩体极不连续，易于产生掉块与崩塌。构造的多少、空间分布情况及结构面的物理力学性质在很大程度上决定着岩体的稳固性及破坏模式。

夏甸金矿Ⅶ号矿体 -350m 水平以下为倾斜中厚矿体，矿体形态变化较大，矿体及顶底板围岩节理裂隙发育，属于热液蚀变矿床，在构造带中分段集中富集成矿，因此矿体与围岩无明显地质界线，而且矿体与围岩均呈碎裂结构，只是单体抗压强度与节理裂隙发育程度不同，据此将巷道岩体分为两种类型：一为软岩，表现为节理裂隙发育，结构面间距为 0.05 ~0.2m，平均每米结构面条数 10 条以上；另一类为硬岩，结构面间距大于 0.15m，平均每米结构面条数 7 条以下，见表 8-1。如 -363m 水平 536 线穿脉巷道属于典型的软岩，538 线穿脉巷道则为典型的硬岩。

表 8-1 夏甸金矿Ⅶ号矿体矿岩结构面

岩 性	结构面组数	结构面间距/m	稳定状态
软 岩	2	0.05 ~0.20	较不稳定局部冒落
硬 岩	2	≥0.15	较不稳定局部掉块

Ⅶ号矿体位于蚀变断裂带主断裂面以下，主裂面上盘往往发育厚几米到十几米的断层泥，矿体及顶底板围岩次级构造裂隙较发育，上盘岩石强度较低，根据桃冲铁矿和西石门铁矿南区处理经验，当采空区顶板暴露面积足够大时，顶板矿岩的冒落形式，

应以零星冒落为主。

8.2.2 采空区临界冒落面积分析

假定采空区上覆岩层垂直应力 q 均匀分布，由此分析采空区的受力状态，如图 8-1 所示。

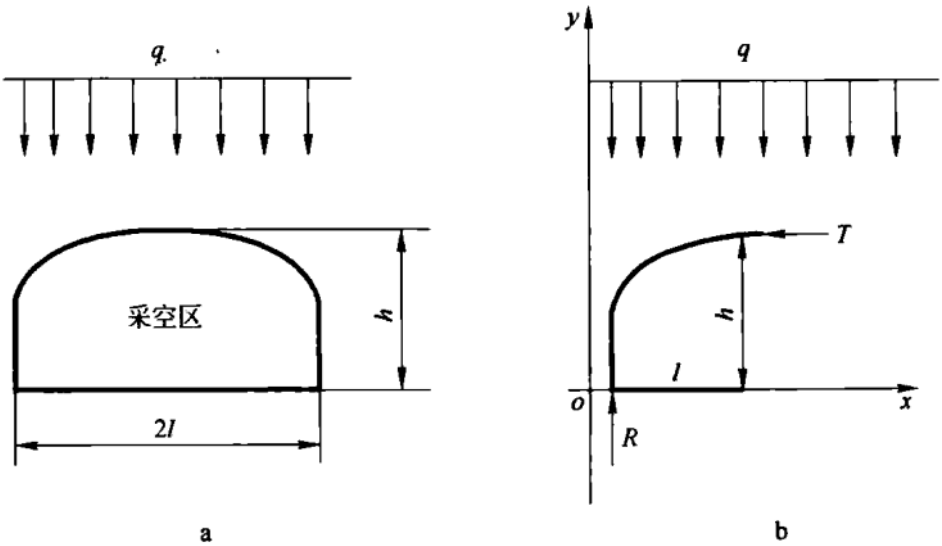


图 8-1 平衡拱受力状态分析

根据力系平衡原理，得：

$$R - ql = 0$$

$$Th - \int_0^l xq\mathrm{d}x = 0$$

整理得：

$$R = ql$$

$$T = \frac{ql^2}{2h} \tag{8-1}$$

式中 q——垂直压力，$q = \gamma H$；

γ——上覆岩层堆积密度，取 $\gamma = 2.6\mathrm{t/m^3}$；

H——空区顶板埋深，$H = 510\mathrm{m}$；

其他符号意义见图 8-1。

拱脚支撑力 R，由于周围岩体约束条件较好，可由一定

面积的岩柱承担，因此不容易引起采空区破坏；而拱顶表面压力 T，受围岩变形的几何约束条件决定，瞬时承载范围不会很大，因此比较容易造成空区破坏。由式（8-1）可见，T 同跨度的平方成正比，T 随采空区跨度的增大而迅速增大。当 T 超过岩体的抗压强度时，造成顶板围岩破坏，引起采空区冒落。

研究表明：采空区的顶板冒落不仅取决于岩性、暴露面积，而且与顶板形状直接有关，空区为方形或圆形时，如形成四角拱两侧都超过极限平衡拱，所需的冒落面积较小；空区为长条矩形时所需冒落面积则较大，此时由于两侧窄，形成的应力平衡拱未超过极限平衡拱，构成应力平衡拱廊。为衡量采空区顶板的可崩性，便于定量研究分析，引入了等价圆的概念，即采空区顶板在多大面积下能够发生临界冒落和持续冒落。

为了计算采空区冒落的等价圆面积，将式（8-1）改写为：

$$l^2 = \frac{2hT}{q} = \frac{2hT}{\gamma H} \tag{8-2}$$

等价圆面积为：

$$S = \pi l^2 = \pi \frac{2hT}{\gamma H} \tag{8-3}$$

Ⅶ号矿体第一分段回采后采空区的高度 $h = 7\text{m}$，$\gamma = 2.6 \sim 2.87\text{t/m}^3$，取 $\gamma = 2.6\text{t/m}^3$，$H = 510\text{m}$，矿体及上盘岩石主要为：黄铁绢英岩 $T_1 = 14900\text{t/m}^3$，黄铁绢英岩化碎裂岩 $T_2 = 3950\text{t/m}^3$，蚀变闪长玢岩 $T_3 = 8320 \sim 9130\text{t/m}^3$。分别代入式（8-3），计算得：

黄铁绢英岩：$S_1 = 494\text{m}^2$；

黄铁绢英岩化碎裂岩：$S_2 = 131\text{m}^2$；

蚀变闪长玢岩：$S_3 = 289\text{m}^2$。

三者临界冒落的等价圆面积，均小于所在部位矿体的分布面积，因此，通过矿体的回采来逐步扩展采空区面积的方法，完全能够诱导采空区自然冒落。

8.2.3 采空区顶板可冒性

通过以上分析得出如下结论：

（1）夏甸金矿Ⅶ号矿体位于蚀变断裂带主断裂面以下，采空区顶板岩石强度较低，节理裂隙发育，根据工程类比法预测，采空区冒落的形式，应以零星冒落为主。

（2）采空区受力分析计算得出，黄铁绢英岩临界冒落的等价圆面积为494m^2，黄铁绢英岩化碎裂岩为131m^2，蚀变闪长玢岩为289m^2。均小于所在部位矿体的分布面积，因此可用回采矿体扩展采空区面积的方法，诱导采空区顶板自然冒落。

（3）根据岩石强度、岩体结构特点和表8-1结构面参数，分析得出，顶板矿岩大部分稳固到中等稳固，构造裂隙发育，比较容易冒落；而且由于采空区埋深较大（超过500m），这些条件有利于控制采空区顶板的冒落形式。如果控制好空区顶板的应力状态，完全可能使顶板围岩按零星冒落形式自然冒落。

8.2.4 采空区顶板冒落过程

根据国内西石门铁矿、梅山铁矿和桃冲铁矿的实际观测资料和第5章数值模拟结果，可借助岩体力学中的拱形破坏理论分析空区顶板的冒落过程。夏甸金矿Ⅶ号矿体由于矿体走向长度和铅直厚度不大，根据空区顶板的岩性特征和空区的状态，顶板的冒落过程一般应经历初始冒落和持续冒落两个阶段。

8.2.4.1 初始冒落阶段

空区顶板出露之后，应力平衡拱内的岩石主要在拉应力作用下，节理逐渐扩展和相互贯通，导致岩石破坏并在自重作用下自然冒落下来，这时的空区顶板暴露面积称为初始冒落面积。此后，如果空区顶板暴露面积不再扩大，顶板冒落到一定高度后，形成比较稳定的自然平衡拱，可在较长时间内不再发生冒落。如

果再增大采空区顶板的暴露面积，则冒落再度发生，而且发生冒落的面积与频率还有可能随暴露面积的增大而增大，直到空区边界形成应力平衡拱才停止下来。这是空区顶板冒落的第一阶段(图 8-2 中 1)，称为初始冒落阶段。

8.2.4.2 持续冒落

如果空区顶板暴露面积继续扩大，空区顶板岩石随之不断产生阵发性、周期性的冒落，使发生冒落的面积与高度不断增大，冒落的频率随之加快。当空区顶板暴露面积达到一定数值后，即使不再增大暴露面积，随着时间的推移，冒落高度也不断增大，顶板围岩不再形成长时间稳定的应力平衡拱，这时的空区顶板面积称之为持续冒落面积。持续冒落是空区顶板冒落的第二阶段(图 8-2 中 2)。

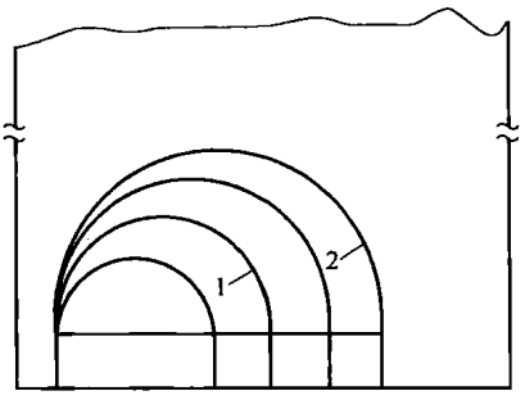


图 8-2 空区顶板冒落过程示意图

一般说来，初始冒落阶段、持续冒落阶段可能分段进行，也可能不间断地持续进行，还可能同时进行，主要取决于空区顶板的岩性与应力条件。

如前所述，夏甸金矿Ⅶ号矿体和顶板岩石主要是黄铁绢英岩和黄铁绢英岩化碎裂岩，属坚硬到中等坚硬破碎矿岩，垂直抗压强度 39.5～149MPa，岩体结构面参数变化较大（表 8-1），矿区构造以断裂构造为主，且采空区埋深较大（510m），这些条件都有利于顶板分阶段冒落，而且当顶板应力状态适合于分阶段冒落

时，根据岩体条件类似的西石门铁矿中区的经验，采空区的平均等价圆面积达到 $305m^2$ 时，即可发生零星冒落；采空区等价圆面积达到 $610m^2$ 时，即可发生持续冒落。

夏甸金矿直接顶板为断层泥，初期岩体冒落主要取决于岩性与结构面，可排除产生大规模、突发性冒落的可能性。根据空区的形态、大小，岩性，上盘为断裂带等特点，决定了其顶板冒落活动比较平稳，最可能的冒落形式是以散体形式零星冒落为主。

8.3 岩体冒落形式控制

按一次冒落量的大小划分，采空区的岩体冒落形式大体上可分为三种：零星冒落、批量冒落和大规模冒落。一般来说，在初始冒落中，零星冒落的危害最小，往往在附近作业人员不知不觉中实现整个冒落过程；大规模冒落的危害最大，往往造成采场严重破坏、气浪伤人等重大安全事故。理论研究和实践证明，顶板冒落形式可以通过人为控制，使采空区顶板在初始冒落阶段呈零星冒落形式自然冒落。

研究证明，采空区的初始冒落形式，与顶板有无冒落能量的积蓄条件有关，如图 8-3 所示。

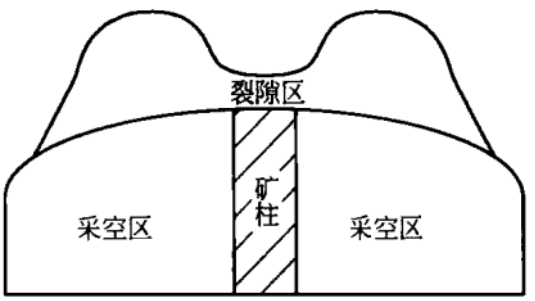


图 8-3 采空区顶板积蓄能量示意图

在一个顶板达到失稳冒落面积的采空区里，如果没有矿柱支撑，空区顶板受拉变形，当表层之间的联系不足克服自身重力

时，块体便会脱离母岩自然脱落，从而呈现出单块断续掉落的零星冒落形式；而当有矿柱支撑时，顶板围岩的变形量与冒落过程受阻，但矿柱的支撑强度又不足以限制顶板围岩微裂纹的产生与扩展，使得不到释放的冒落能量积蓄起来。一旦失去矿柱的支撑，这种冒落能量便会突然释放，表现为矿柱上方的微裂隙迅速贯通，从而有可能发生大批量冒落或大规模冒落。

采场顶板大面积冒落的破坏机理，可用流体力学理论和能量理论来分析。顶板大面积冒落大都发生在顶板岩层比较坚硬的工作面。采场顶板坚硬，其强度高、整体性好，一次性冒落的面积大、时间短，破坏力极强，冒落的危害相当大。

坚硬顶板大面积冒落的力学机理有两个方面：一是拉断破坏，即在岩层自重应力的作用下，其弯曲产生的拉应力超过极限强度时，顶板就会断裂冒落；二是剪切破坏，即大面积悬露的坚硬顶板，在矿柱上方产生强大的剪应力，顶板被剪断，从而导致冒落。两种破坏形式有一个共同特点，就是冒顶面积大、时间短、速度快，破坏性强。

在强大的自重应力和构造应力作用下，岩体的体积和形状都会发生变化，从而产生了弹性能的聚积。俄国学者阿维尔申认为：岩体内的弹性能是由体积变化产生的体变变形能 U_v，形状变化产生的形变变形能 U_f 和顶板弯曲变形产生的弯曲弹性能 U_w 组成。

$$U = U_v + U_f + U_w \tag{8-4}$$

$$U_v = \frac{(1-2\mu)(1+\mu)^2}{6E(1-\mu)^2}\gamma^2 H^2$$

$$U_f = \frac{(1+\mu)(1-2\mu)^2}{3E(1-\mu)^2}\gamma^2 H^2$$

$$U_w = \frac{q^2 L^5}{576JE}$$

式中 μ——岩层的变形能；

E——弹性模量；

γ——岩层的堆积密度；

H——采深；

q——作用在岩梁上的均匀载荷；

L——岩梁的跨度；

J——岩梁的惯性矩。

从式（8-4）可见，能量的积聚随采深和采空区面积（悬顶长度）的增大而增大，当围岩中的弹性能积聚到足够大时，所产生的应力超过了岩体本身的强度，则弹性能突然释放，使岩体强烈破坏。顶板岩石冒落的过程本身就是能量释放的过程。

国内发生的空区事故，多数采用矿柱系统，划分为矿房和矿柱，顶板靠矿柱来支撑，当某些矿柱失去承载能力时，上部荷载重新分布，这样使未破坏的矿柱荷载增加，导致新一轮的矿柱失稳，最后导致整个空区塌落。

国内发生大规模冒落危害的矿山例子很多，分析这些矿山的初始冒落条件，无一例外地可归结为矿柱积蓄冒落能量所致。如烂泥坪白锡蜡矿区的大规模冒落现象，具有一定的典型性。该矿应用留不规则矿柱的空场法开采，由于矿柱的支撑，采空区长时间悬而不冒，由此积蓄了大量的冒落能量，最终矿柱变形失稳时，顶板所积蓄的能量突然释放，于是造成了大规模冒落。此外，近年在西石门铁矿，也发生了两次因矿柱（新老空区交界部位）支撑空区积蓄能量而导致采空区较大规模冒落的事故。由此可见，为确保采空区在初始冒落阶段按零星冒落形式自然冒落，必须消除空区内的矿柱，及时释放顶板围岩的冒落能。

当没有矿柱支撑时，采空区顶板的变形冒落过程，与岩体强度、结构面特性及结构应力条件等有关。夏甸金矿 -363m 采空区顶板岩石主要是黄铁绢英岩和黄铁绢英岩化碎裂岩，抗压强度 39.5～149MPa，构造裂隙发育，上盘有断层泥，采空区埋深较大（510m），这些条件决定其冒落空间的形态能够较好地接近拱

形，因此可按拱形冒落的原理，分析顶板围岩的受力状态（图8-1b）。此时在应力平衡拱上，顶板围岩受到水平压力 T 的作用。由于空区顶板下面是临空面，当这一水平压力值增大到一定程度时，岩体横向变形产生拉应力。在此拉应力与岩块重力的共同作用下，顶板表层岩体裂隙扩张、贯通，最终块体失去约束而借重力掉落，引起冒落发生。

由图8-1b关系可推导出：

$$T = \frac{ql^2}{2h} \tag{8-5}$$

式中 q——垂直重力

$$q = \gamma H$$

γ——上覆岩层堆积密度；

H——空区顶板埋深。

式（8-5）表明，在重力场作用下，采空区顶板围岩所受的水平压力 T，与空区跨度（$2l$）的平方成正比，与空区的高度 h 成反比。这就是说，空区的高度越小、跨度越大，顶板所承受的水平压力就越大。

取 $H=510\text{m}$，$\gamma=2.6\text{t/m}^3$（平面问题），$h=7\text{m}$ 代入式（8-5）计算得：

$$T=94.7l^2 \tag{8-6}$$

可见在 -363m 采空区条件下，随空区跨度增大，T 值急剧增大。为进一步分析 T 值随 l 值增大的幅度，由式（8-6）计算 l 值每增加 1m 时引起 T 值的增量：

$$\Delta T=189l+51 \tag{8-7}$$

由式（8-7）可以看出，顶板所受水平压力随空区跨度增大而增大的幅度，与空区跨度的大小有关，空区跨度越大，增大幅度越大。即空区跨度越大，引发顶板围岩冒落的水平压力随空区尺寸的变化就越敏感。正是由于这种敏感关系，使采空区的冒落控制成为可能，可通过控制空区的跨度或有效暴露面积来控制采空区的冒落进程。

8.4 空区岩体冒落危害及其防治

8.4.1 冒落气浪危害及数学模型

无底柱分段崩落法的作业都是在进路里进行的，空区的危害主要是冒落时形成气浪冲击井下作业人员。气浪由冒落的岩石激起，对同一冒落量而言，岩石冒落的落差越小，形成气浪就越小，随之危害程度就减小。为减小气浪危害，应尽量减小冒落岩石的落差。

分析冒落气浪的危害范围，对于进行空区之下采矿和制定空区处理方案是至关重要的。对于这一问题，东北大学首先进行了系统的研究，国际上未见报道。本书作者通过分析桃冲铁矿的冒落实例发现，气浪的危害范围与有无气体补给源有关。冒落岩体原来占据的空间，在冒落发生后必然被空气所充满，而且冒落过程只改变岩石（冒落岩体）的整体性，并不改变岩石介质的密度，采空区中的空气质量与冒落岩体的质量，并没有因为发生冒落现象而改变大小；而且在稳定状态下，采空区中的空气体积与冒落岩体的岩石体积的总和，也没有因为发生冒落而发生增减，只是由于冒落岩石的碎裂而使一部分气体掺入冒落岩石堆体中。因此，采空区顶板岩石与空气的总体积，在冒落的前后可认为不发生变化。这样，如果在冒落过程中没有外部的气体补给，则气浪向外冲击时，内部由于气体质量的减小而变为负压，气浪向外冲击的范围越大，内部的负压就越高，这一负压会使气浪冲击的能量很快消耗掉，从而使冒落的影响范围受到限制。如果在冒落过程中有外部气体补给而不形成内部负压，则气浪的冲击能量主要靠沿途的阻力消耗，此时气浪影响的范围和危害的强度要比前者大得多。因此，有无外部补给气体的条件，在很大程度上决定着气浪波及的范围及危害的程度。

为进一步解说这一问题，绘制了图 8-4。第一种冒落类型

如图 8-4a 所示，冒落体外表面直接接触地表大气层，此时冒落体下移形成的地表塌陷坑，将由同体积的气体来填充。这些填充气体一是来自地表大气的直接补给，二是通过缝隙向上逃逸的、来自冒落体下部的压缩气体。从补给通路的顺通性分析，地表大气的直接补给是主要的，这样在冒落发生的过程中已有了外部气体的补给。此时被冒落体压缩的气体，有如“汽缸”里的压缩气体，沿连通口奔突，直至在出口排除多余的体积量为止。这种冒落激起的气浪，波及的范围广、一般来说，危害是很大的。

另一种冒落类型如图 8-4b 所示，表示空区冒落没有外部气体补给的情况，此时冒落体之下被压缩气体的一部分在冒落过程中受负压作用绕着冒落体进入其上的新空区，另一部分形成气浪扑出后，又被负压逐步吸回新空区，只留下由气浪激起的粉尘向前方进一步飘散。

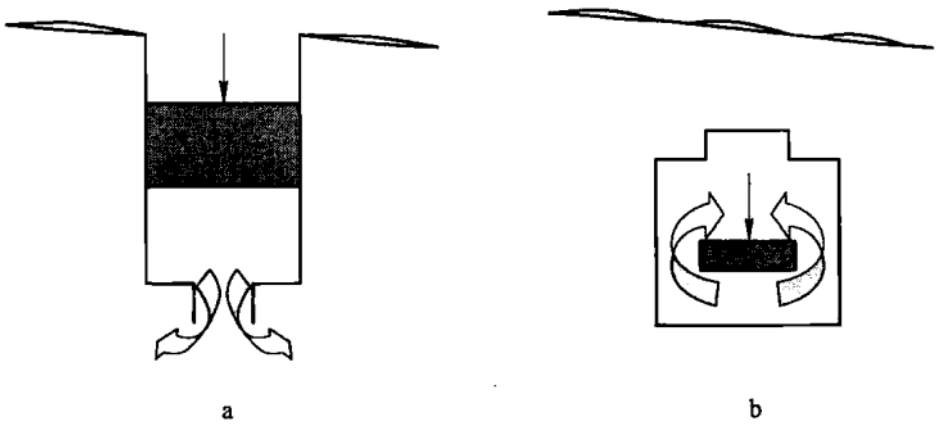


图 8-4　采空区两种冒落模型

a—冲击模型；b—绕流模型

基于上述分析，可以将盲空区冒落造成冲击气浪过程简化为两种数学模型，一种是冲击模型，空区的边壁相当于“气缸”，而垮落的岩石相当于“活塞”，岩石冒落相当于“活塞”向下运动，使下部的气体由通道急剧排出，形成冲击气浪。

另一种是绕流模型，冒落产生的冲击气浪是由于岩块下落时对空气的诱导和对地面层空气的冲击造成。岩块向下运动过程中，一部分气体绕岩块流动，到了岩块的上方；一部分气体流向空区四壁，形成环流；另一部分气体，由空区下方通道冲出，形成冲击气浪。这三部分气流都是在岩块下落过程中诱导与冲击空气造成的。前两种流动对降低冲击气浪的流速是有利的，或者说，由于前两种气流的流动，降低了冲击气浪的速度。夏甸金矿Ⅶ号矿体的盲空区埋深510m，其冒落过程中可视为没有外界大气补给，因此服从绕流模型。也就是说，在盲空区冒落过程中的空气流动，趋近于上述三种流动状态，而冒落时的冲击气浪，是由下落岩块扰动空气以及在落地时冲击空气造成的。

8.4.2 绕流模型的冲击气浪估算

8.4.2.1 冒落过程中岩块与空气的能量交换

岩块在下落过程中，空气将给予阻力，该阻力为：

$$\Delta\rho = C\frac{A}{S-A}\frac{u^2}{2}\rho \tag{8-8}$$

式中 C——阻力系数，由阻力系数与雷诺数关系图查出$C=4.5$；

A——岩块水平投影面积；

S——空区横截面积；

u——岩块自由下落速度，$u=\sqrt{2gH}$，H为空区高度；

ρ——空气密度。

岩块下落过程中对空气所做的总功：

$$W = \int_0^H C\frac{A}{S-A}\frac{u^2}{2}S\rho dH = \frac{CgSA\rho H^2}{2(S-A)} \tag{8-9}$$

式（8-9）所表示的即是在岩块下落过程中空气所获得的总能量。

8.4.2.2 冲击气浪的运动规律

由于岩块下落过程中对空气的诱导，空气流动速度由零增加到最大值，再由最大值逐渐减小到零。而空气在流动中需要克服的阻力有空气本身的惯性力、通道摩擦阻力及通道中的局部阻力。

由岩块下落中已获得能量的空气，以加速度 $\mathrm{d}v/\mathrm{d}t$ 进行运动，克服空气惯性力所需的能量为：

$$E_1 = \int_0^t LS\rho \frac{\mathrm{d}v}{\mathrm{d}t} v\mathrm{d}t \tag{8-10}$$

式中 L——空气流动系统通道换算成断面为 S 的等效长度；

v——空气的流动速度；

t——空气流动速度由零到最大速度的时间。

空气运动时的摩擦阻力为：

$$\Delta\rho_1 = \lambda \frac{L}{4R} \frac{v^2}{2}\rho$$

克服摩擦阻力所需的能量为：

$$E_2 = \int_0^t \lambda \frac{L}{4R} \frac{v^2}{2}\rho S v\mathrm{d}t \tag{8-11}$$

式中 R——通道的水力半径。

通道的局部阻力为：

$$\Delta\rho_2 = \Sigma\xi \frac{v^2}{2}\rho$$

为克服局部阻力所需之能量：

$$E_3 = \int_0^t \Sigma\xi \frac{v^2}{2}\rho S v\mathrm{d}t \tag{8-12}$$

式中 $\Sigma\xi$——系统的局部阻力系数之和。

气流速度由零增大到最大值，在运动中的消耗能量之和应等于岩块下落对空气所做的总功，即：

$$\int_0^t LS\rho \frac{\mathrm{d}v}{\mathrm{d}t} v\mathrm{d}t + \int_0^t \lambda \frac{L}{4R} \frac{v^2}{2}\rho S v\mathrm{d}t + \int_0^t \Sigma\xi \frac{v^2}{2}\rho S v = \frac{Cg\rho SAH^2}{2(S-A)} \tag{8-13}$$

岩块以速度 v 下落，在接近地面时，将其下方的空气以速度 u 快速挤出，形成冲击气流（图 8-5）。

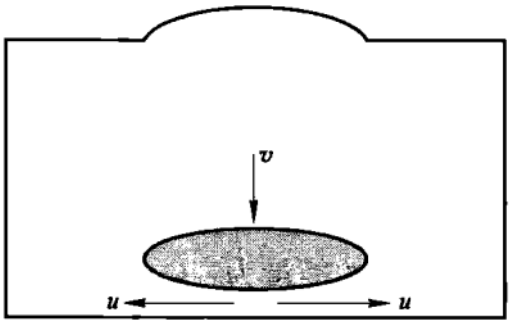


图 8-5　岩块落地形成冲击气流示意图

按质量守恒原理，可得 u 的计算式：

$$u = \frac{A}{lh} v_{max} \tag{8-14}$$

式中　l——岩块水平投影面的周长；

h——岩块周边最宽部位离地面的高度；

v_{max}——岩块到达落地点瞬间的最大下落速度。

8.4.2.3　冲击气浪计算

A　岩块下落过程中诱导空气流的最大流速估算

忽略空气运动阻力和系统局部阻力的影响，由式（8-13）可求得出岩体冒落诱导的最大风流速度估算式：

$$\int_0^{v_{max}} LS\rho v \mathrm{d}v = \frac{CgpSAH^2}{2(S-A)}$$

$$v_{max} = \sqrt{\frac{CgAH^2}{(S-A)L}} \tag{8-15}$$

据调查，在 -363m 水平，放出顶板矿岩的块度一般不超过 1.1m；上部出露的冒落大块，一般不超过 d = 1m。在 -363m 分段沿脉巷道测得放出矿石大块尺寸为：1.1m × 0.8m × 0.6m，岩石 1.0m × 0.7m × 0.4m。由前面分析得出，只要采用合理的控制措施，可以促使空区顶板按零星冒落形式冒落。此时的冒落块体尺寸，一般不应超过观察到的 1.1m × 0.8m × 0.6m 的规模。为保

险起见，取2倍的安全系数，即最大冒落块体的水平投影面积按2.2m×1.6m计算；同时，采空区高度考虑到回采第二个分层仍不冒落时的高度，取此时的崩矿总高度作为-371m采空区的最大净高度。将 $H=21\text{m}$，$S=1600\text{m}^2$，$A=2.2\times1.6=3.52\text{m}^2$，$g=9.8\ \text{m/s}^2$，$C=4.5$，$L=H$ 代入式（8-15），计算得：

$$v_{\max 1}=\sqrt{\frac{4.5\times9.8\times3.52\times21^2}{(1600-3.52)\times21}}=1.43$$

安全规程规定，人体可以抵抗的风速不超过12m/s。可见块体在下落过程上诱导的风流，对单个块体的零星冒落而言，达不到对人体造成冲击伤害的程度。

B　岩块落地冲击气流估算

岩块落地时的最大下落速度为：

$$v_{\max}=\sqrt{2gH}$$

式中　H——下落高度。

将最大岩块的几何形状简化为椭球体，则其水平投影面积为：$A=\pi ab$；周长：$l=\pi[1.5(a+b)-\sqrt{ab}]$ 代入式（8-15）得：

$$u=\frac{ab\sqrt{2gH}}{h[1.5(a+b)-\sqrt{ab}]} \tag{8-16}$$

式中　a——椭圆长半轴；

b——椭圆短半轴。

对单个块体零星冒落而言，将 $a=1.1\text{m}$，$b=0.8\text{m}$，$h=0.3\text{m}$，$H=21\text{m}$ 代入式（8-16），得：

$$u=\frac{1.1\times0.8\times\sqrt{2\times9.8\times21}}{0.3\times[1.5\times(1.1+0.8)-\sqrt{1.1\times0.8}]}=31.13$$

由此可见，零星冒落时岩块落地时的冲击气流，远远超过了安全规程规定的数值。

该水平奔突的冲击气流与岩体冒落诱导的铅直向下运动气流一起，构成冒落冲击气浪。其中诱导气流从铅直向下运动转为水平运动将消耗掉一部分能量，使流速降低。按降低20%估算，

则零星冒落的冲击气浪：

$$v = u + 0.8v_{max1} = 31.13 + 0.8 \times 1.43 = 32.27$$

C　安全距离分析

冲击气浪由于块体后面的负压而迅速扩散，在离开块体边缘3.0m的地方，可供向上扩散的面积（m^2）为：

$$\Delta A = \pi(a+3)(b+3) - \pi ab = (1.1+3)(0.8+3)\pi - 1.1 \times 0.8\pi = 46.18$$

可供继续向前流动的面积（m^2）为：

$$S = 0.6\pi[1.2 \times (1.1+3+0.8+3) - \sqrt{(1.1+3) \times (0.8+3)}] = 10.43$$

此时气流向上扩散的面积为向前冲击面积的4.4倍，就是说，气流向上扩散的面积超过80%，而向前延续的面积不足20%。考虑到扰动气流的束缚和惯性力的影响等，单位面积向前延续的奔流量取为向上扩散量的2倍，则此时向前奔突的气浪速度为：

$$u_1 = 2 \times \frac{1}{5} \times \frac{1.2\ (1.1+0.8) - \sqrt{1.1 \times 0.8}}{1.2\ (4.1+3.8) - \sqrt{4.1 \times 3.8}} v = 3.13 < 12$$

此时已经远小于安全规程规定的人体可以抵抗的风速（12m/s）。可见在块体的零星冒落中，离开冒落块体边缘3.0m，即不会受到冒落气浪的伤害。

8.4.2.4　采空区冒落危害防治措施

通过以上分析计算可以看出，-363m采空区冒落气浪由两部分组成，一为块体下落诱导气流，另一为落地瞬间冲击空气形成的冲击气流。在零星冒落中，诱导气流的速度达不到对人身造成伤害的程度，为此，工作人员可以在空区顶、底板之间远离块体落地点的四周安全作业；冲击气流构成冒落气浪的主体部分，生产中应特别注意防治措施。在现有空区条件下，如果端部口完全出空，同时位于冒落块体落地点边缘，冒落冲击气浪足可以对人身造成严重伤害。为此，在空区下方出矿时，最好出矿

口不敞空，至少应避免出矿口完全出空，以防冲击气浪伤人。从块体落地点的边缘算起，满足人身安全的距离约为3m。为安全起见，当进路敞空时，人员与设备应离开进路端部眉线口5.0m以外。

为确保生产安全，回采工作线应呈阶梯状布置，以控制可能发生的批量冒落的规模；第二分层回采后若空区顶板仍不冒落的情况下，可利用-350m穿脉巷道布置放顶工程，形成足够厚度的覆盖层。

8.5 采空区处理方法研究

8.5.1 诱导冒落法

根据上述分析，夏甸金矿Ⅶ号矿体的采空区具有良好的可冒性，因此，空区处理方案应立足于诱导空区自然冒落，为此，一要扩展采空区有效暴露面积，以改善空区顶板的应力条件，促使其尽早地按零星冒落形式冒落，将空区冒落的危害降低到最低；二要防止采空区顶板积蓄冒落能量；三要跟踪观察与分析研究空区周边围岩的稳定状态，以确保生产安全。

诱导冒落是在易于自然崩落或中等稳固的岩体中，利用矿岩本身所固有的节理裂隙分布特征和低强度特性，利用第一分段进路回采提供一定面积的空间，通过第二及以下分段的回采或专门诱导工程来扩展空区面积，改变矿岩内应力的分布状态，促使矿岩按要求逐渐破坏、失稳并借助矿体重力场的作用，自然崩落成适宜的矿岩块度，达到最终落矿和形成覆盖层的目的。

由于强度低且节理裂隙发育，根据工程揭露情况，采空区顶板的平均临界冒落（等价圆）面积达到305m^2就会产生零星冒落，持续冒落面积约为610m^2。借鉴桃冲铁矿的经验，利用第一分段进路回采提供的空间诱导上面矿岩自然冒落。当第一分段回

采达到一定面积时，空区顶板按拱形冒落原理开始冒落。为促使上部矿岩小落差冒落，第一分段进路回采时，务必形成连续的采空区。

选取 -363m 分段为首采分段，要求回采时形成连续的采空区面积，以诱导上部矿石自然冒落，同时为下部采准工程卸掉地压。采用跟踪观测与实施必要的控制出矿量的方法，消除采空区的冒落危害。由于本分段回采进路承受的压力较大，为此采用的进路间距为 8m，此外，在施工中，应尽量减小围岩的爆破损伤，提高采准工程的利用率。为此，应尽可能采用简易光面爆破，并对每条进路实施喷射混凝土、喷锚或喷锚网支护。

扩展的原则是：以最小的投入来最大限度地增大采空区的有效暴露面积。结合矿体开采条件，可通过矿体回采来扩展采空区的有效暴露面积。

由式（8-2）

$$l^2 = \frac{2hT}{q} = \frac{2hT}{\gamma H}$$

得

$$l = \sqrt{\frac{2hT}{\gamma H}} \tag{8-17}$$

$$B = 2l = 2\sqrt{\frac{2 \times 7 \times 0.75 \times 39.5 \times 100}{2.87 \times 503}} = 10.7\ \text{m}$$

这就是说，当采空区的宽度超过 10.7m 时，无论增大采空区的长度还是宽度，都可增大采空区的有效暴露面积。

为描述方便，将采空区对应的宽度超过 10.7m 的最大椭圆面积，称为采空区的等价圆面积。-363m 分段的采空区面积如图 8-6 所示，采空区的宽度约为 $B > 10.7$m，因此可取图 8-6 所示的等价圆形态，此时等价圆的总面积约为 500m^2。

为扩大等价圆面积使之达到临界冒落面积，由图 8-6、图 8-7 可见，最好的办法是回采过程中，一是向两翼扩展，二是向矿体上盘扩展。-371m 回采后，可将等价圆面积扩大到 1200m^2。

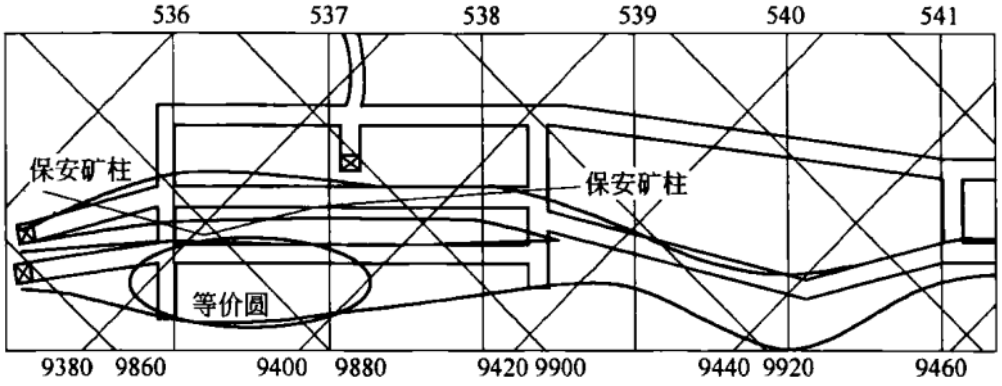


图 8-6　-363m 分段采准工程布置

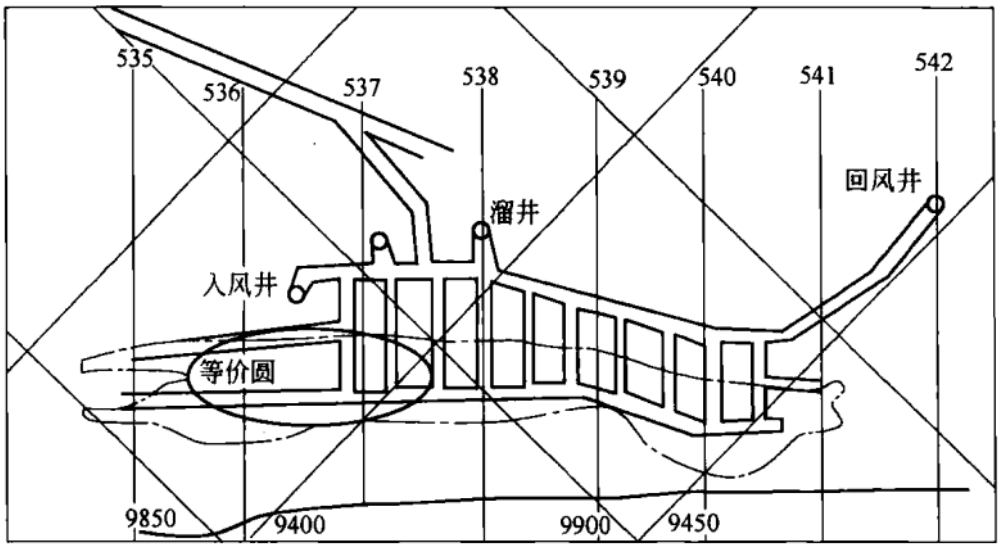


图 8-7　-371m 分段采准工程布置

8.5.2　冒落过程控制

Ⅶ号矿体诱导冒落顶板围岩作为覆盖层，如何有效地控制冒落过程和冒落岩石的块度，是降低损失贫化的关键。诱导崩落法生产工艺的核心是如何实现岩体的有效崩落，影响岩体可崩性的因素主要有两方面：一是地质因素，二是工程因素。

按拱形冒落理论，采后的盲空区顶板达到临界冒落面积后将呈拱形冒落，进一步扩展达到持续冒落面积后，将进入持续冒落状态。冒落过程主要通过扩展采空区面积，改变顶板应力状态，诱导围岩自然冒落，根据矿体的赋存条件可向矿体的上

盘和两翼来扩展空区面积（图 8-7、图 8-8），以尽快达到临界冒落和持续冒落面积。为防止岩石过早冒落和混入，可采用合理的回采顺序、加强放矿管理等，使每一分段冒落拱尽可能向两翼和上盘方向发展，以有效控制上盘围岩的冒落速度与下移速度。利用第一层进路回采提供的大面积连续空间诱导上部岩体自然冒落，可将顶板冒落过程化整为零，从而使采空区顶板冒落不影响生产。

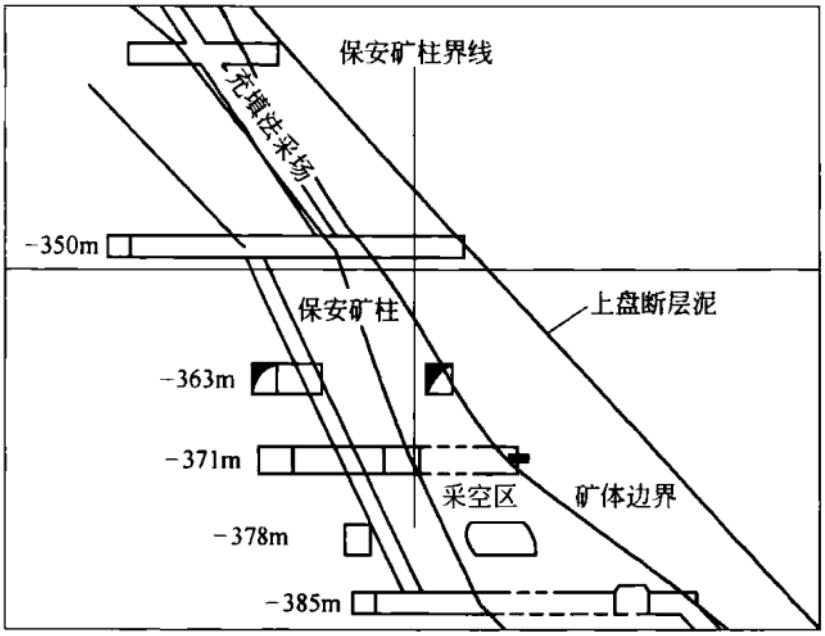


图 8-8　夏甸金矿诱导冒落拱示意图

诱导工程的实施：主要通过扩展空区面积来实施，根据Ⅶ号矿体的赋存条件，一是沿走向，二是向矿体的上盘方向。顶板冒落形成的覆盖层厚度，要满足空区冒落气浪预防与无底柱分段崩落法矿石回采的要求，为形成足够厚度的覆盖层，应尽量提前回采第一层进路和延后第二层进路的回采，以保证顶板连续暴露面积与暴露的时间。

8.5.3　诱导冒落在后和睦山铁矿的应用

姑山矿业有限责任公司和睦山矿为一中型井下铁矿山，开采

范围包括后和睦山和后观音山两个矿区。后和睦山的主矿体为1号矿体，赋存于闪长岩与周冲村组地层接触带和靠近接触带的灰岩中，矿体走向 NW－SE，倾角一般 45°～55°，水平厚度一般 10～85m，平均 23m。矿石品位：磁铁矿 41.99%，混合矿 38.39%，赤铁矿 36.14%。地表矿石以褐铁矿及假象赤铁矿为主，深部以半假象赤铁矿与磁铁矿为主。矿石以疏松块状、粉状为主，属松软不稳定级，少量块状、坚硬。

矿体上盘一般坚硬完整，稳定性好，单轴抗压强度一般大于60MPa。矿体下盘底板有一层变质岩，以半坚硬为主、少量软弱，坚固性系数 $f=2\sim4$，稳固性差，平均厚度 23.13m；该层之下为新鲜、坚硬的闪长岩，$f=8\sim10$，坚硬、稳固。矿床属覆盖型以岩溶裂隙为主，顶底板直接进水，水文地质条件中等的矿床。矿体地表为小山丘，允许地表塌陷。研究采用无底柱分段崩落法。

8.5.3.1 采场结构的改进

1号矿体及近矿围岩松软破碎稳固性较差，上部以混合矿为主、可选性较差；下部以磁铁矿为主、可选性好，由上而下矿体稳固性变好。科研组根据现场调研和理论分析，结合矿体开采条件，按照采场结构和放矿方式适应散体的流动规律和矿岩冒落规律的要求，研究提出了“诱导冒落、设回收进路”的无底柱分段崩落高效采场改进方案，其采场结构如图 8-9 所示。

图 8-9 采场结构的特点是，首采分段布置在厚大矿体里，利用第一分段回采进路提供的空间诱导冒落上部混合矿，作为覆盖层，在下盘围岩设回收进路。

8.5.3.2 上部矿岩的诱导冒落

A 点荷载强度测定

点荷载强度测定结果如下：混合矿为 0.04～1.50MPa；磁铁矿为 0.20～3.43MPa；赤铁矿为 5.38～11.48MPa；周冲村组灰

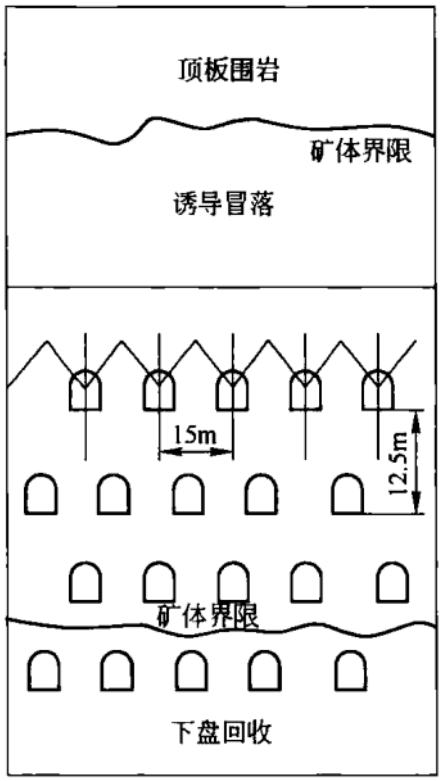


图 8-9　后和睦山矿采场结构示意图

岩为 0.52 ~ 3.80MPa。由综合工程中揭露的情况、钻探提取的岩芯和矿岩物理力学性质可知，矿岩松软破碎，节理裂隙呈随机分布，矿体及上盘围岩具有良好的可崩性。

B　诱导冒落工艺

由于强度低且节理裂隙发育，根据工程揭露情况，混合矿与磁铁矿的临界冒落面积达到 300 ~ 500m^2 就会产生零星冒落，持续冒落面积约为 1000m^2。借鉴西石门铁矿的经验，利用第一分段进路回采提供的空间诱导上面矿石自然冒落。为促使上部矿石小落差冒落，第一分段进路回采时，务必形成连续的采空区。

选取 -150m 分段为首采分段，要求回采时形成连续的采空区面积，以诱导上部矿石自然冒落，同时为下部采准工程卸掉矿山压力。采用跟踪观测与实施必要的控制出矿量的方法，消除采空区的冒落危害。由于本分段回采进路承受的压力较大，为此采

用较大的进路间距（15～16m），此外，在施工中，应尽量减小围岩的爆破损伤，提高采准工程的利用率。为此，应尽可能采用控制爆破，如简易光面爆破等；并对每条进路实施喷锚或喷锚网支护，必要时利用U形可缩性金属拱架进行二次支护。

C　冒落过程的控制

诱导冒落可选性差的混合矿作为矿石垫层，其后冒落的岩石作为覆盖层，如何有效地控制冒落过程，是降低矿石损失贫化的关键。

诱导崩落法生产工艺的核心是如何实现矿体的有效崩落。影响岩体可崩性的因素主要有两方面：一方面是地质因素，另一个方面是工程因素。按拱形冒落理论，采后的盲空区呈拱形冒落，其冒落过程可人为控制，主要是扩展采空区面积，改变顶板应力状态，诱导围岩自然冒落，根据矿体的赋存条件可向矿体的上盘和两翼来扩展空区面积（图8-10、图8-11），以尽快达到临界冒落和持续冒落面积。为防止岩石过早冒落和混入，可采用合理的回采顺序、加强放矿管理等，对上盘矿石仅放出松散系数，其余留作散体垫层，在下分段回收，以有效控制上盘围岩的冒落速度与下移速度。

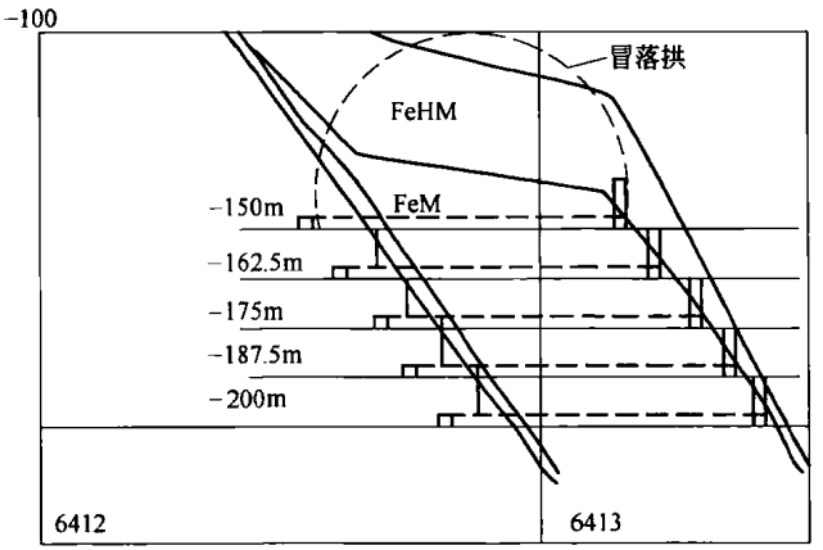


图8-10　后和睦山铁矿诱导冒落拱示意图

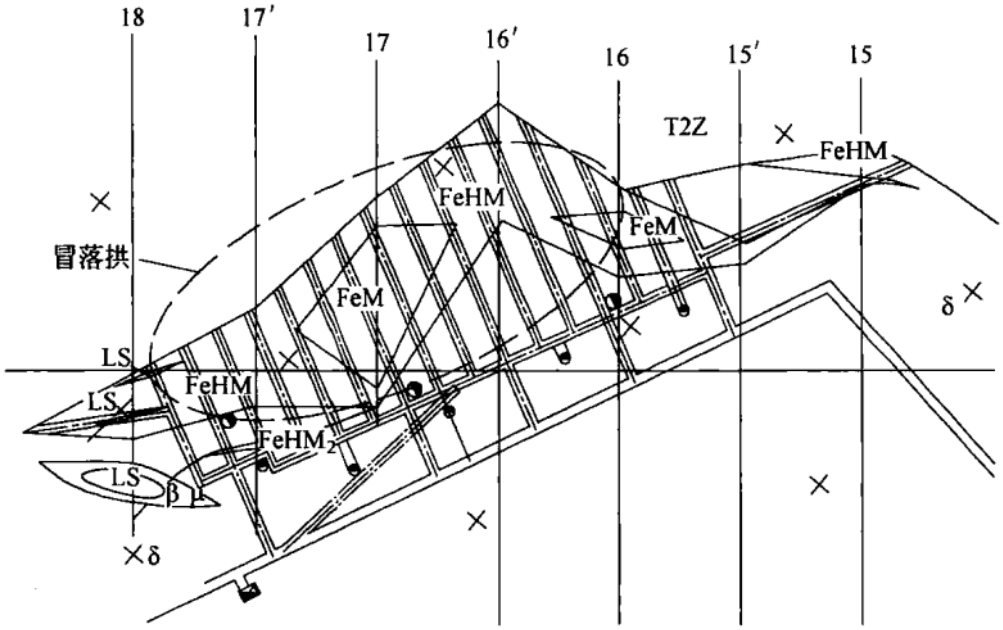


图 8-11　−150m 分段工程平面图

对于第一分段进路回采时诱导冒落的大块矿石，可借助散体移动场的流动压力逐步破碎。由于矿石松软破碎，一般经过两、三个分段的流动挤压，绝大多数冒落的大块矿石可被破碎成适宜放出的块度。利用第一层进路回采提供的大面积连续空间诱导上部矿岩自然冒落，可将顶板冒落过程化整为零，从而使采空区顶板冒落不影响生产。

8.6　地表沉陷程度的预估

按拱形冒落的原理，采空区顶板围岩受到水平压力 T 和拱脚支撑力 R 作用（图 8-1b），根据力学平衡原理，可得如下关系式：

$$R - ql = 0$$

$$Th - \int_0^l xq\mathrm{d}x = 0$$

整理得：

$$\left.\begin{aligned} R &= ql \\ T &= \frac{ql^2}{2h} \end{aligned}\right\} \tag{8-18}$$

式中 q——垂直压力，$q=\gamma H$；

γ——上覆岩层堆积密度；

H——空区顶板埋深，$H=H_0-h$；

H_0——采空区顶板初始埋深；

h——空区高度；

l——空区的半跨度。

对拱脚支撑力 R，由于周围岩体约束条件较好，可能由一定面积的岩柱承担，因此不容易引起采空区破坏；而拱顶表面压力 T，受围岩变形的几何约束条件决定，瞬时承载范围不会很大，应是造成采空区冒落的主要原因。具体说，当 T 增大到一定程度时，临空面岩体横向变形派生出拉应力，在此拉应力与岩块重力的共同作用下，顶板表层岩体裂缝扩张、贯通，最终块体失去约束而借重力掉落，引起冒落发生。由式（8-18）可见，空区跨度越大，T 随空区跨度增大的速率就越大。引起顶板围岩破坏的空区跨度为：

$$B = 2l_c = 2\sqrt{\frac{2h\sigma_c}{\gamma H}} \tag{8-19}$$

σ_c 为空区顶板岩体的极限抗压强度，根据变形条件分析，可按单轴抗压强度（R_c）乘以折减系数估算，由于Ⅶ号矿床岩体构造裂隙发育，可取0.75 的强度折减系数，即取 $\sigma_c=0.75R_c$。夏甸金矿上盘绢英岩化碎裂岩的单轴抗压强度为 $R_c=39.5\text{MPa}$，-363m 分段采空区的顶板埋深约 510m。将 $\sigma_c=0.75R_c=0.75\times 39.5\times 100\text{t}$，$\gamma=2.87\text{t/m}^3$，$H=H_0-h=510-h$ 代入式（8-19），得：

$$B = 90.87\sqrt{\frac{h}{510-h}} \tag{8-20}$$

由式（8-20）计算得：$h=7\text{m}$ 时，采空区临界冒落宽度 $B=$

10.72m；当 $h=14$m 时，$B=15.27$m。－363m 分段开采时，在536 号线采空区跨度 14m > 10.72m，因此发生了较大冒落；其他监测线采空区的跨度均未达到 10.72m，因此未发生大量冒落。到－371m 分段回采时，采空区的总跨度均超过了 15.27m，因此从 536～539 线，均发生了大量冒落。由此可见，式（8-20）的计算结果与实际冒落过程是相符的。

由式（8-20）计算的临界冒落跨度与采空区高度关系见表 8-2。

表 8-2　临界冒落跨度与采空区高度关系

空区高度/m	50	100	150	200	250	300	350	400
临界冒落跨度/m	29.96	44.88	58.65	72.99	89.10	108.61	134.39	173.28

由此可见，要使采空区冒落到 400m 高，采空区的跨度需要超过 170m。Ⅶ号矿脉延深方向大，但厚矿体走向长度较小，随着向下开采，厚矿体走向长度逐渐变为采空区的跨度（总宽度）。由于Ⅶ号矿脉厚矿体的走向长度不超过 120m，由表 8-2 可见，在不受大型结构面控制的重力场作用下，采空区的最大冒落高度不应超过 350m。

夏甸金矿Ⅶ号矿体崩落法采区走向长约 100～120m，矿体铅直厚度约 20m，按出矿量为崩矿量的 100% 计算，则采空区的高度为 20m。采空区的顶板标高低于－350m，地表标高约为 160m，因此采空区的最小埋深约 510m。按此数据关系绘制的采空区纵剖面位置如图 8-12 所示。按以三种情况分别讨论：

（1）当空区上部岩层的强度变化不大时，此时冒落拱发育的高度取决于顶板岩体强度能否抵抗住上述拱顶压力 T。将式（8-20）改写为：

$$h=\frac{510B^2}{90.87^2+B^2} \tag{8-21}$$

将采空区的最大跨度（$B=120$m）代入式（8-21）计算得，$h=324.13$m。这就是说，冒落拱发展到 324.13m 后，就不能再

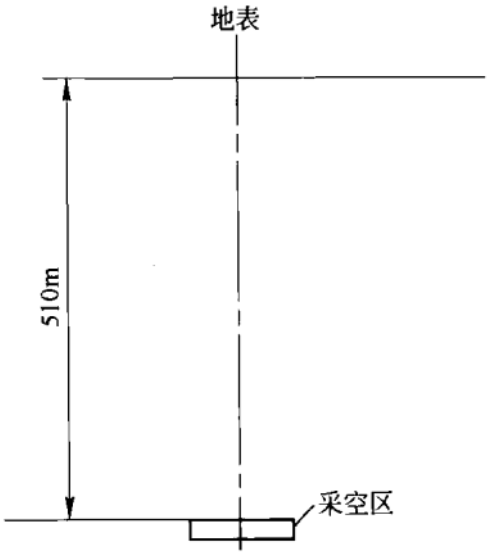


图 8-12　采空区位置与相对规模示意图

进一步向上发展了。此时地表的变形只是弹性变形，即数量级为毫米级的变形，这种变形肉眼是看不出来的。

（2）当空区上部岩层极为破碎、极容易冒落时，假设采空区引起上覆岩层充分沉陷（图 8-15），按概率积分法计算，则地表沉陷的最大深度约为：

$$h \approx \frac{20}{\beta z^{\alpha}}\left(1+\frac{2}{e^{2}}\right) \approx \frac{20}{510}\left(1+\frac{2}{e}\right)=0.05\ \text{m}$$

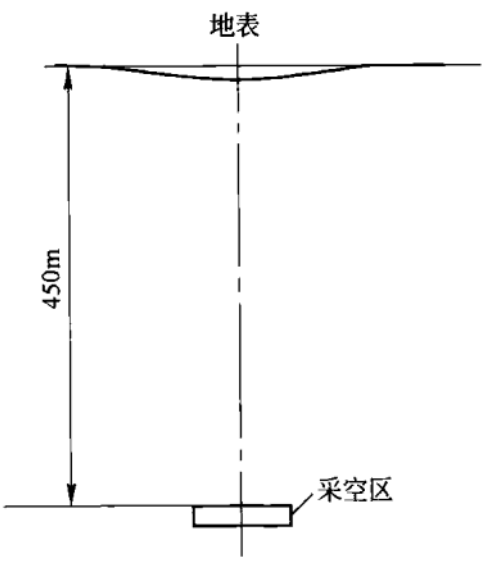


图 8-13　采空区顶板容易冒落时

（3）按“三带”理论计算。采矿实践表明，很多采空区上覆岩体一般自上而下形成三个带，即冒落带、裂隙带和变形带。

矿体在充分采动条件下，其冒落带最大高度为 H，当冒落矿岩的体积为开采空间与冒落岩层自身的体积之和时，开采空间全部消失。

由

$$M + H = \rho H$$

得冒落带高度计算公式：

$$H = \frac{M}{\rho - 1} \tag{8-22}$$

式中 M——矿体垂直开采厚度；

ρ——冒落矿岩平均松散系数。

冒落带高度取决于采空区开采厚度和上覆岩体的松散系数。考虑到上覆顶板岩层冒落时，直接顶板岩石破碎冒落，松散系数较大，再往上，冒落岩石块度较大，松散系数较小，可取加权平均值。将 $M = 20\text{m}$，取 $\rho = 1.2$，代入式（8-22），计算得冒落带高度：

$$H = \frac{20}{1.2 - 1} = 100\ \text{m}$$

考虑平均充盈率的影响，冒落高度应不大于 100m。裂隙带位于冒落带之上，高度大致与冒落带高度相同，上部为弯曲变形带。呈拱形向上冒落，到一定高度，冒落松散岩石填满采空区。

综合分析表明，由于采空区体积较小而埋深较大，目前崩落法采区不会引起地表大规模陷落，而且由于沉降量很小，既不会破坏地表的植被，也不会破坏地表水的存储与径流位置，也就是说，采空区引起的地表沉降，不会对地表生态环境造成明显影响。

8.7 结 论

（1）夏甸金矿Ⅶ号矿体采空区顶板强度较低、节理裂隙发

育，采空区冒落的形式应以零星冒落为主。由采空区受力分析计算得出，顶板矿岩临界冒落的等价圆平均面积为 $305m^2$，小于 -363m分段矿体的分布面积，因此可用扩展采空区面积的方法，诱导采空区顶板自然冒落。

（2）利用拱形破坏理论分析了采空区顶板的冒落过程。夏甸金矿Ⅶ号矿体由于走向长度和铅直厚度不大，根据空区顶板的岩性特征和空区的状态，冒落过程主要是初始冒落和持续冒落两个阶段。根据空区的形态（狭长形）、大小、岩性、上盘为断裂带等特点，决定了其顶板冒落活动比较平稳，最可能的冒落形式是以散体形式零星冒落为主。

（3）根据能量理论和采空区受力分析，研究了采空区冒落形式和危害，并得出如下结论：即可通过控制空区的跨度或有效暴露面积来控制采空区的冒落进程，即顶板冒落形式可以通过人为控制，使采空区顶板在初始冒落阶段呈零星冒落形式自然冒落。

（4）用冲击和绕流两种模型研究分析了采空区冒落气浪危害，并运用气体动力学和能量守恒定理对绕流数学模型的冲击气流进行了分析计算，并制定了相应的防治措施。

（5）研究应用了“扩展空区面积、诱导顶板矿岩冒落”的采空区处理新技术。结合夏甸金矿采空区冒落气浪危害计算结果，研究了诱导冒落方案、技术措施和冒落过程的控制方法。

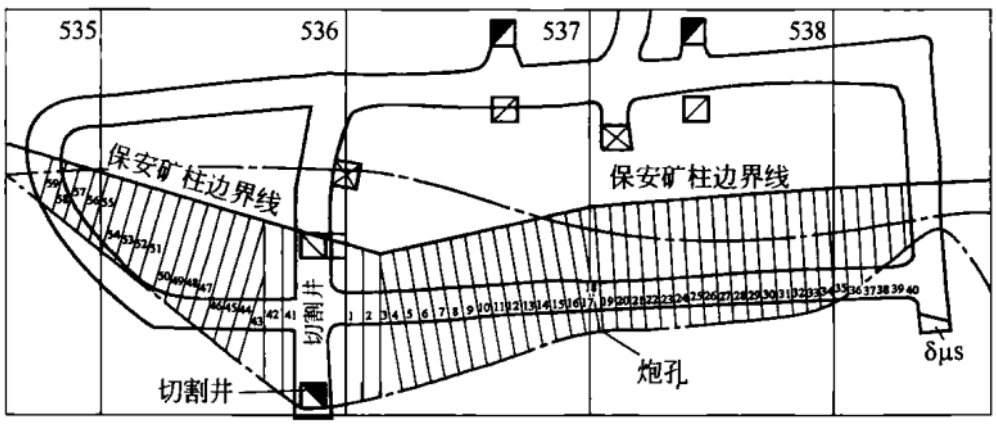
（6）扩大暴露面积、采用有控制的冒落是处理采空区的新方法，诱导冒落技术充分利用了岩体冒落规律，成本低、安全性好，便于施工，可用于顶板稳固到中等稳固采空区处理和难采矿石开采。

（7）开采形成的空区，在矿体全部开采完毕后，不会对地表造成沉降危害，空区可采用诱导冒落方法处理。

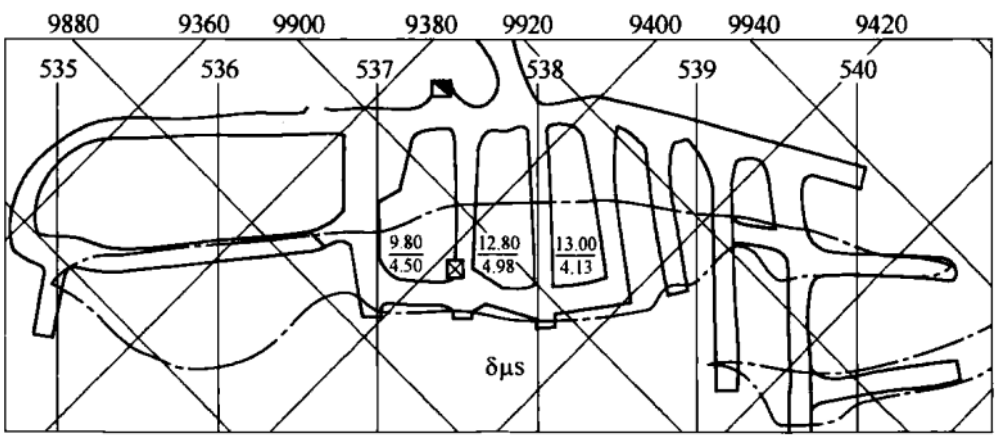
9 无底柱分段崩落法在矿山的试验应用

9.1 方案在夏甸金矿的实施效果

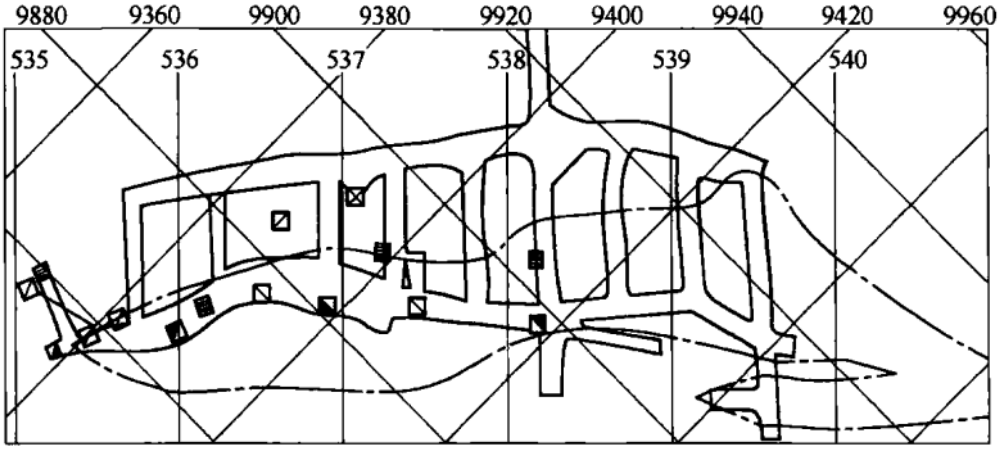
-363m 分段至 -400m 分段的进路布置形式如图 9-1 所示，首采分段设置在 -363m 水平，由于该分段需要在下盘侧留保安矿柱，而且矿体中部有岩石夹层，因此设计沿走向布置进路。从 -371m 分段开始，原则上，矿体厚度超过 10m 时垂直走向布置进路，矿体厚度小于 10m 时，沿走向布置进路，分段高度 7～8m，进路间距 8m。



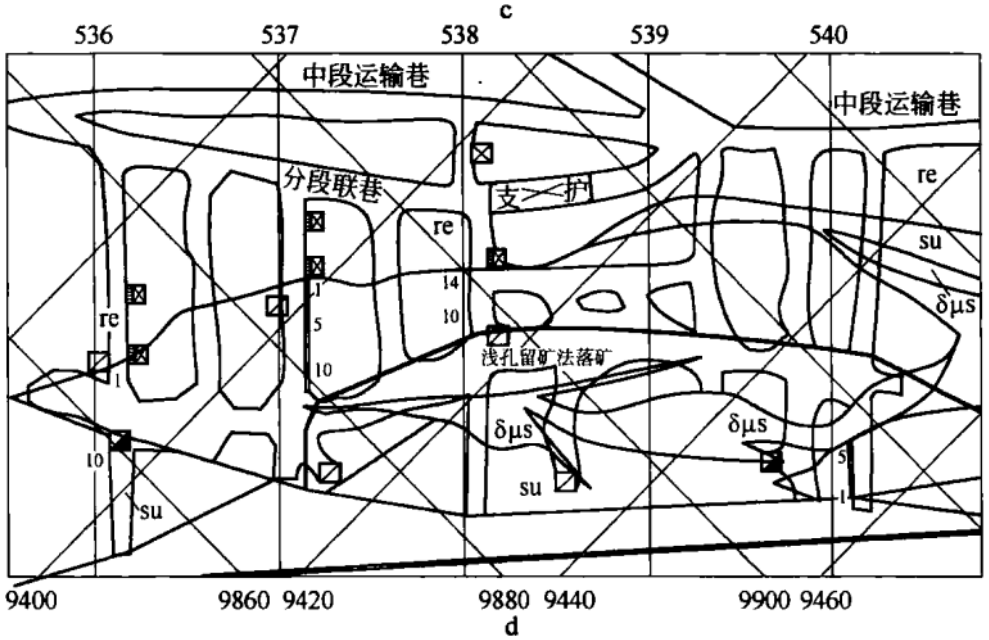
a



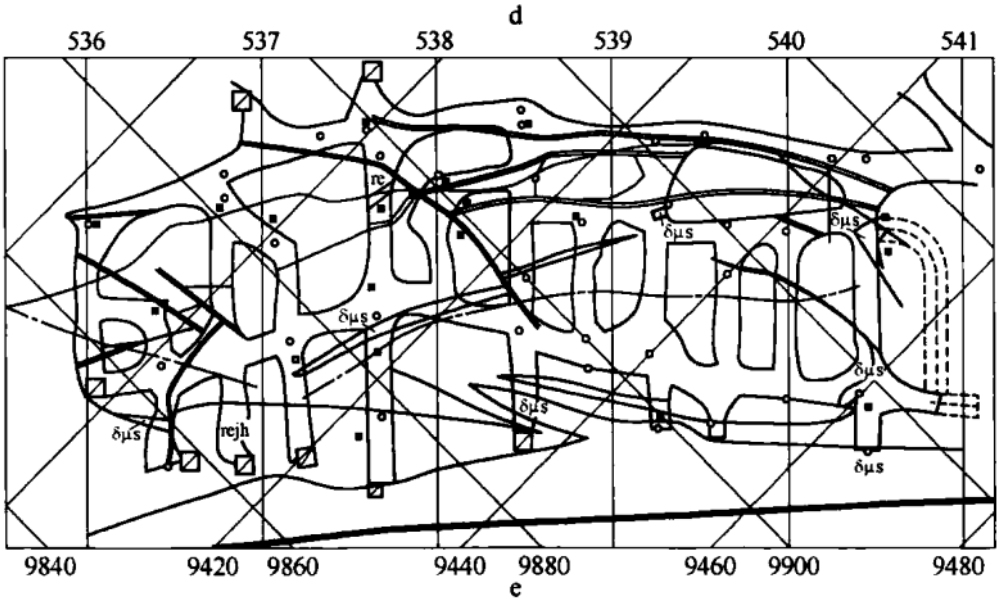
b


9880 9360 9900 9380 9920 9400 9940 9420 9960
535 536 537 538 539 540

c


536 537 538 539 540
中段运输巷
中段运输巷
分段联巷
支一护
re
su
δμs
浅孔留矿法落矿
9400 9860 9420 9880 9440 9900 9460

d


536 537 538 539 540 541
re
δμs
rejh
9840 9420 9860 9440 9880 9460 9900 9480

e

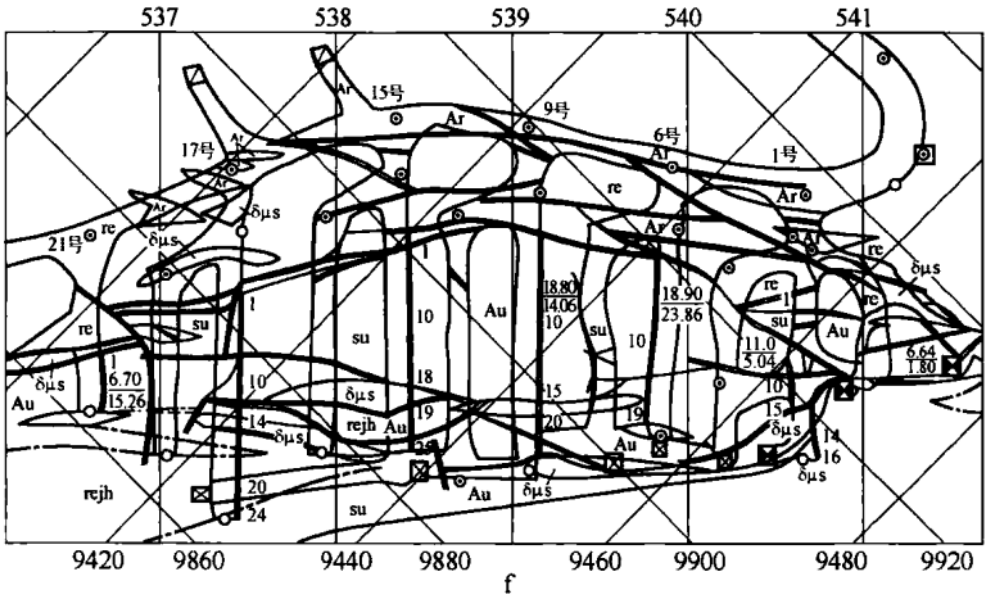


图 9-1　实际生产中各分段回采进路的布置形式

a—－363m 分段；b—－371m 分段；c—－378m 分段；
d—－385m 分段；e—－392m 分段；f—－400m 分段

其中从－385m 分段开始，上盘逐分段应用浅孔留矿法落矿，以适应矿体界线突变性较大和上盘侧夹石较多等地质条件。

各分段回采指标见表 9-1、图 9-2。

表 9-1　无底柱分段崩落法采区各分段回采指标

分　段	－363m	－371m	－378m	－385m	－392m	－400m
采出矿石量/t	7835	24285	35654	22603	36616	36800
矿石品位/g·t^{-1}	3.49	3.37	3.42	5.94	6.07	6.42
采场生产能力/t·月$^{-1}$	3000	4500	5400	6500	7500	7500
矿石损失率/%	28.7	15.4	15.0	5.3	8.7	5.7
矿石贫化率/%	7.4	12.6	10.7	17.6	19.5	12.5

矿石损失率随分段数的下移而减少。这是因为：

（1）越往下部，矿体厚度越大，用分段崩落法开采时，回

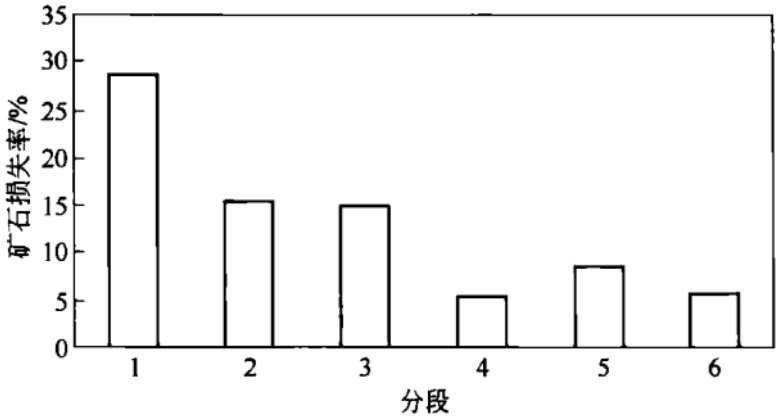


图 9-2　矿石损失率变化

采指标就越好；

（2）越往下部开采，覆盖层条件越好。第一分段无覆岩条件，大量崩落矿石存留于采场内；第二分段虽然具备了覆岩条件，但没有正常的脊部残留体条件，残留于脊部的下转矿量大于上接矿量，因此采出矿量亦少；到第三分段以后，残留体的大小与形态趋于稳定，从而使回采指标趋于稳定。

实施无底柱分段崩落法以来，生产安全条件得到明显改善。原干式充填法回采时工人直接在空场下作业，采场顶板及上盘围岩易出现冒顶、片帮事故，工人受冒落块体伤害的危险性较大。机械化的推广应用，大大促进了生产效率的提高，人员的减少和作业地点的集中，方便了生产和安全管理；改用低贫损分段崩落法开采以来，工人在巷道里作业，从而大大减少了作业地点的岩体暴露面积，由此杜绝了冒顶或上盘片帮事故的发生。

在垂直走向布置的回采进路里，在多年的生产实践中，从未发生顶板冒落事故，而且由于检撬及时，也从未发生过顶板掉落碎块现象。由此表明，所采用的结构参数是适宜的。随着下部矿体厚度的增大，为提高生产效率，分段高度应随之增大，但限于矿体倾角条件，进路间距不宜过大，以便充分回收下盘矿量。

干式充填采矿法与低贫损分段崩落法技术经济指标比较见表

9-2[43]。

表 9-2　采矿方法技术经济指标比较表

采矿方法	生产能力 /t·(台·班)$^{-1}$	采矿成本 /元·t^{-1}	损失率① /%	贫化率① /%	千吨采准比 /m·kt^{-1}	安全条件
低贫损分段崩落法	120	28.01	10.34	13.29	23.3	工人在巷道中作业，安全性好
干式充填法	40	36.64	15	8	14.6	工人暴露在采场中，安全性差

①六个分段统计平均值。

可以看出，Ⅶ号矿体改用低贫损分段崩落法后，回采率提高，生产能力提高，采矿成本降低，大大改善了生产安全条件。低贫损分段崩法采场结构和生产工艺简单，采场地压管理方便，容易实现正常生产，因此在夏甸金矿应用以来，生产一直顺利进行，两年来未发生一起轻伤以上事故。

对于厚大矿体，应用干式充填法回采时，采场内沿长度方向每隔 7～10m 就需留下一个宽度 3～4m 的保安矿柱，此外，在矿体上盘，还要留下 1～2m 厚的护顶矿柱。保安矿柱的矿量损失约为 6%～10%，护顶矿柱的矿量损失约为 8%～16%，两者总计损失量达 14%～26%，而且矿体厚度越大，矿柱损失量越大。低贫损分段崩落法无矿柱连续开采，矿体厚度越大，崩落矿石移动的空间条件越好，因此矿石损失率随矿体厚度的增大而减小。在夏甸金矿Ⅶ号矿脉条件下，当矿体厚度超过 10m 时，低贫损分段崩落法的矿石损失率，就会低于干式充填法的实际损失率。

在贫化率方面，低贫损分段崩落法不占优势，覆岩下出矿时，铲运机出矿混入的废石，总会比人工出矿的高，现今生产中约高出 3～10 个百分点，平均约高 5.3%。目前允许贫化率较高的原因，主要是考虑到矿产品价格的提高，在矿产品高价位的条

件下，早出矿多出矿的经济效益，远高于晚出矿、出好矿的经济效益，为此没有对贫化率进行严格限制，虽然规定按量控制放出，要求第一分段进路放出崩矿量的55%，第二分段进路放出崩矿量的95%，第三分段进路放出崩矿量的150%，但在实际生产中，为了满足产量要求，没有严格执行按量出矿，只要求不放出对后续生产影响较大的断层泥即可。如果加强技术管理，预计贫化率值，可控制在不超过干式充填法3个百分点的范围之内，也就是说，必要时，通过严格控制放出量，低贫损崩落法的矿石贫化率，可以比现在下降2～3个百分点，即可以达到10%。

总之，低贫损分段崩落法与干式充填法相比，有效解决了矿岩破碎矿体开采的安全问题，而且具有明显的产量与成本优势。随着工人操作技术的熟练和工艺的改进，以及下部矿体厚度的增大，低贫损分段崩落法对Ⅶ号矿体的适应性，将会越来越好，其产量优势与成本优势将随之越来越显著。

将改进的适合岩金矿床特点的低贫损分段崩落法，用于Ⅶ号倾斜中厚矿体，极大地改善了矿山安全和作业条件，降低了矿石损失，有效控制了贫化，采场生产能力大幅提高，采矿成本大大降低，取得了良好的技术经济效果。

9.2 岩体冒落规律

夏甸金矿Ⅶ号矿体从－350m水平开始从充填法向无底柱分段崩落法过渡，而且－350m中段以上的充填法采场与其下崩落法采场同时开采，崩落法的采空区对充填法采场构成威胁。为了确保充填法生产安全，同时又使崩落法采区尽可能多地回采矿石，根据Ⅶ号矿体矿岩节理裂隙发育的特点，分析了采空区的冒落过程，并按拱形冒落理论，设计崩落法首采分段的回采边界。

为掌握采空区的冒落规律，必须对空区的形态和冒落过程进

行监测。目前，国内外大多数矿山都在解决空区测量这个难题，出现了一些实用而又快捷的空区立体测量方法，如不平行断面法。目前，最先进的空区测量系统是免棱镜激光测量系统。冒落过程监测常用的方法为钻孔监测和巷道观测，简便易行，可掌握矿岩在垂直方向的冒落过程。考虑夏甸金矿赋存面积小、服务时间短，利用 -350m 水平原有的穿脉巷道作为监测工程，监测崩落法采空区的冒落范围。

9.2.1 冒落过程监测

在无底柱崩落法采区，-363m 首采分段回采后形成跨度 3～14m、长 110m、总面积约 1145m^2 的采空区（图 9-3）。

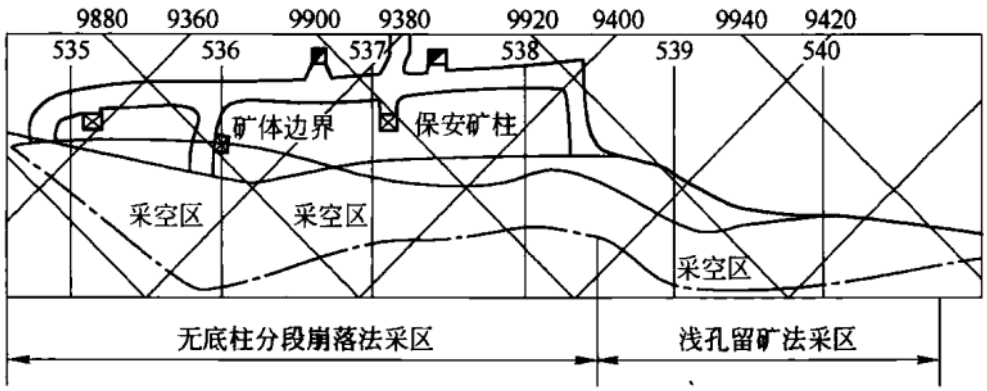


图 9-3 -363m 分段采空区平面位置

该采空区是从最宽部位 536 线向两端退采形成的，位于最宽部位的切割槽，在回采前就发生冒顶，至回采时，冒顶高度达 1.0～1.5m。虽然经过排险处理后进行了装药爆破，但切割炮孔的有效利用率大为降低，尤其前三排切割炮孔由于长度过短而未装药，最终造成切割高度不足，虽然经过二次处理，仍未能达到设计边界，使得后续炮孔爆破的高度与宽度变小。即使这样，回采过程中顶板矿岩仍不时发生零星冒落。

-371m 分段的进路布置形式如图 9-1b 所示，从 537 线开始向两侧回采，将 536 线至 538 线的回采范围，分别向上盘扩展 4.9m、3.6m 与 7.2m，由此加剧了采空区顶板的冒落过程。

9.2.2 监测巷道端部冒落过程

-371m 分段回采将采空区向上盘扩展了 450m^2，使采空区总面积达到 1600m^2，此时采空区发生了明显冒落，使得 -350m 水平 536 线～539 线等四条穿脉监测巷的端部与采空区接连冒透(图 9-4)。537 线监测巷道已经被冒落散体填满；538 线监测巷道端部空区顶板的高度已经高出巷道顶板约 3m，冒落散体堆几乎与巷道底板平齐；536 线与 539 线监测巷道端部采空区顶板的冒落高度，均高出巷道底板约 2.0m，冒落散体低于巷道顶板的高度，前者 1m、后者 2m 左右。

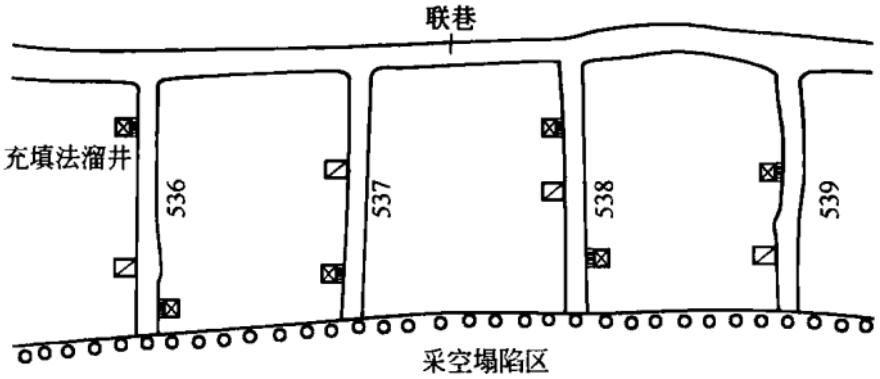


图 9-4　-350m 监测巷道与采空区位置关系

随后的观察发现，536 线～538 线监测巷端部口，均已被冒落散体堵塞；539 线监测巷的端部口，冒落散体堆距巷道底板的高度已经减小到 0.8m 左右，在随后 4 天时间内，该端部口也被冒落的大块岩体堵塞。

-350m 水平监测巷道端部口冒落散体堆积状态如图 9-5 所示。

-371m 分段回采结束后形成的采空区面积如图 9-6 所示。此时采空区总投影面积如图 9-7 所示。

由图 9-7 可见，引起采空区顶板大量冒落的采空区跨度为 15.4714～18.3919m。采空区的冒落形式为阵发性零星冒落，整个冒落过程是在井下工人不知不觉中完成的。

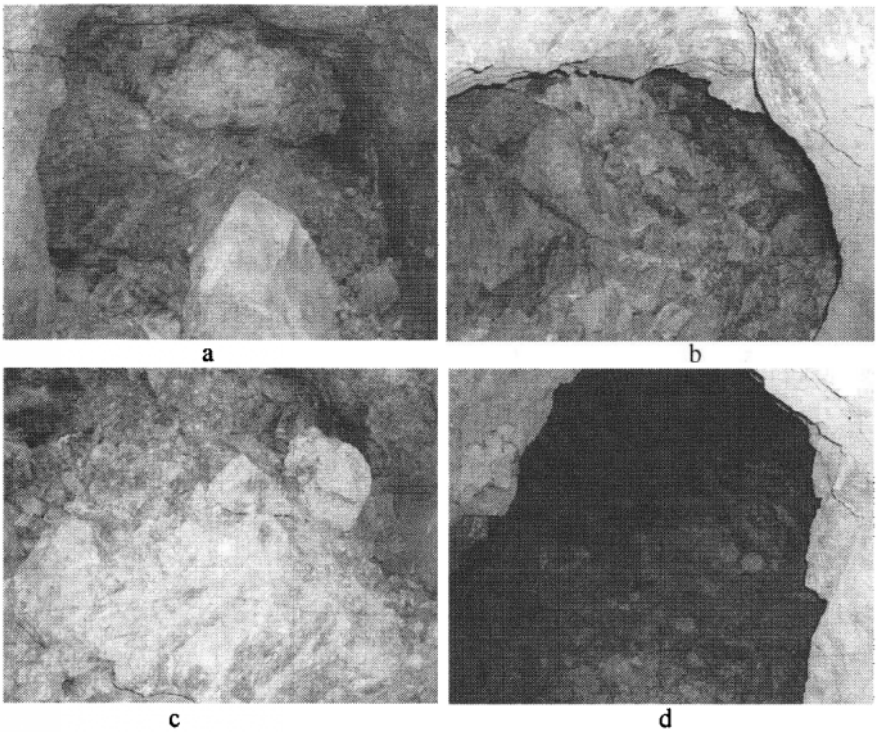


图 9-5　-350m 水平监测结果

a—536 线监测巷道；b—537 线监测巷道；c—538 线监测巷道；d—539 线监测巷道

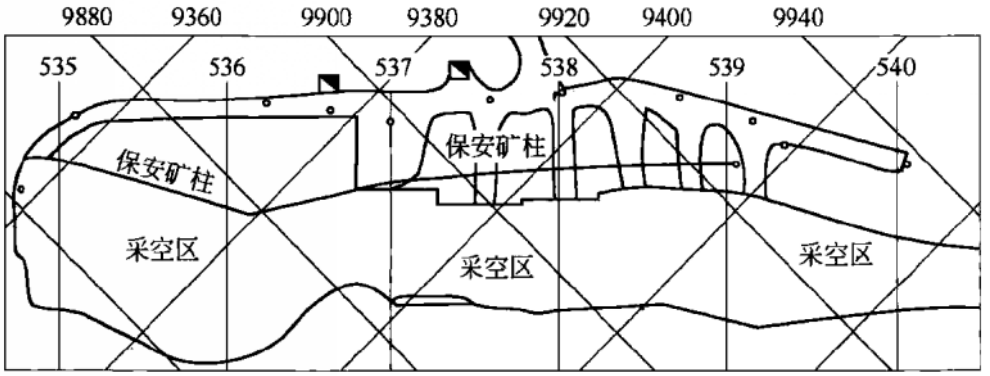


图 9-6　-371m 分段回采后形成的采空区面积

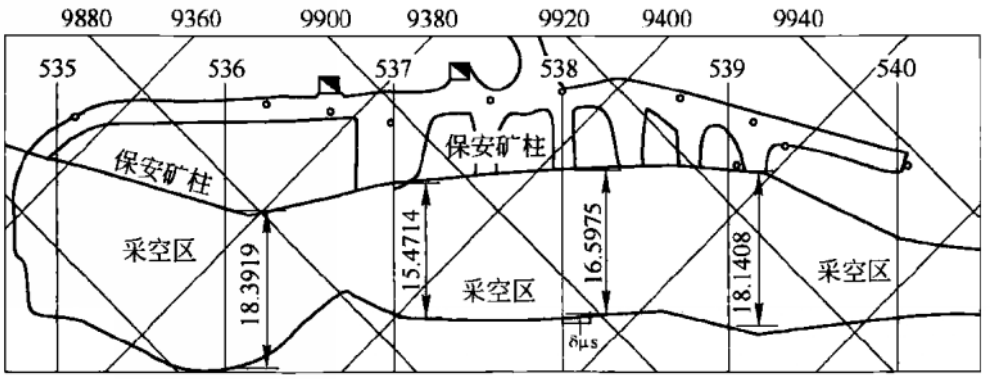
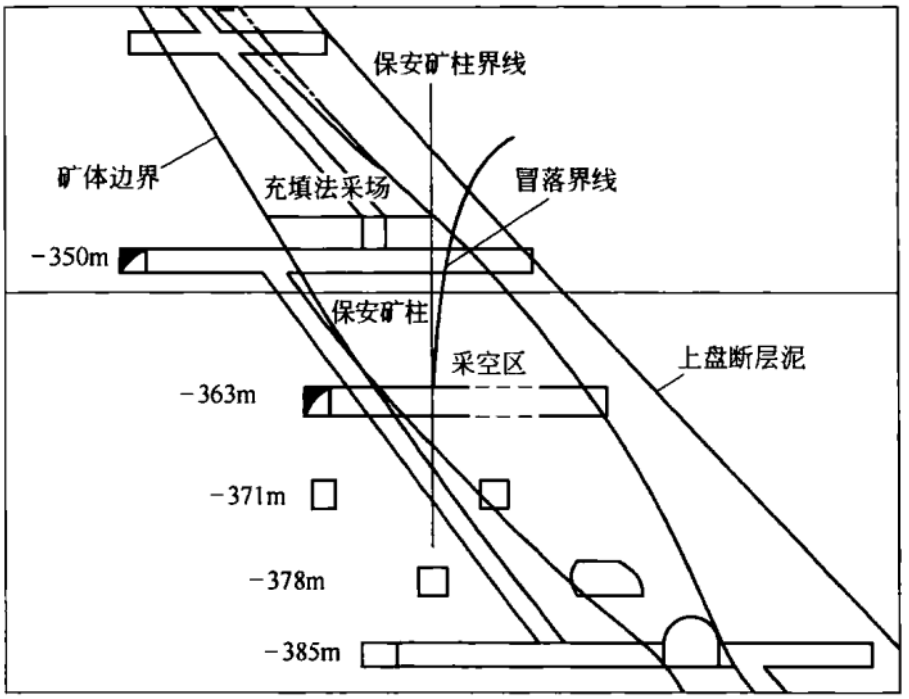
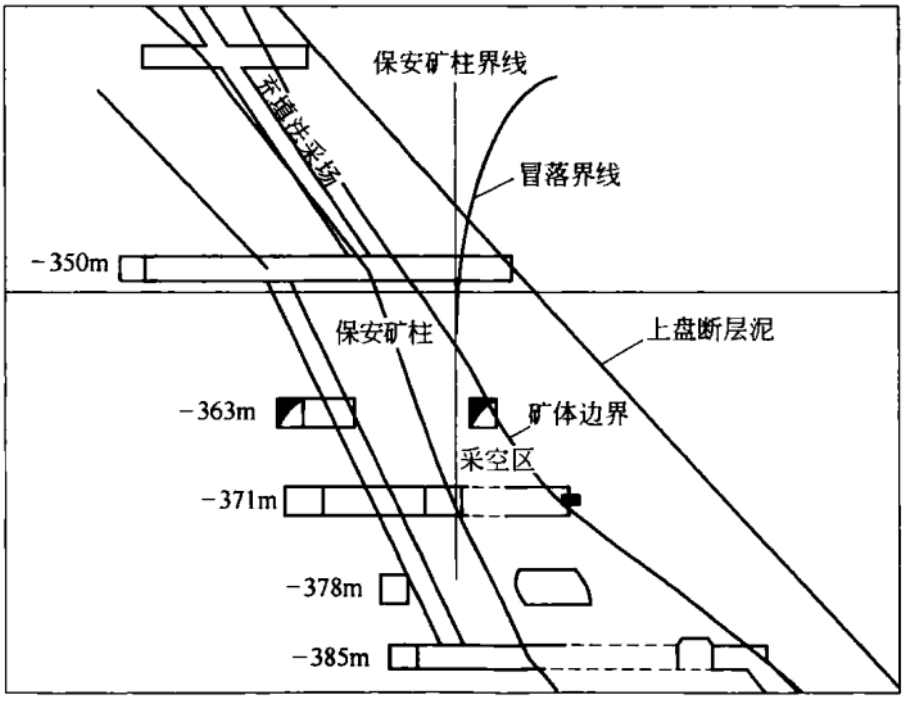


图 9-7　采空区总投影面积

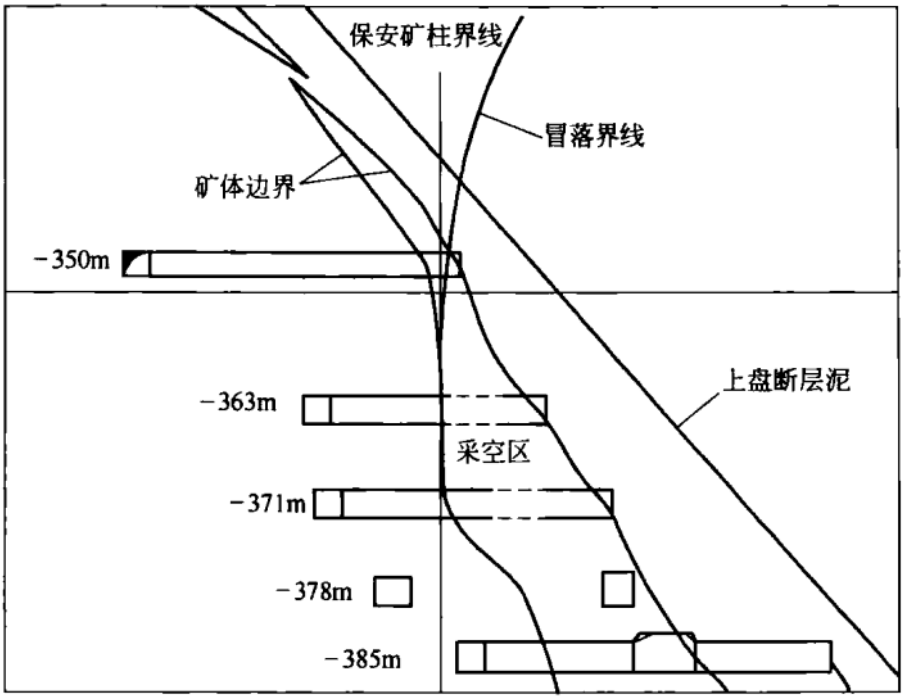
在随后的观测中，空区边缘附近岩体的地压活动逐渐趋于稳定，监测巷道端部的冒落范围如图 9-8 所示。



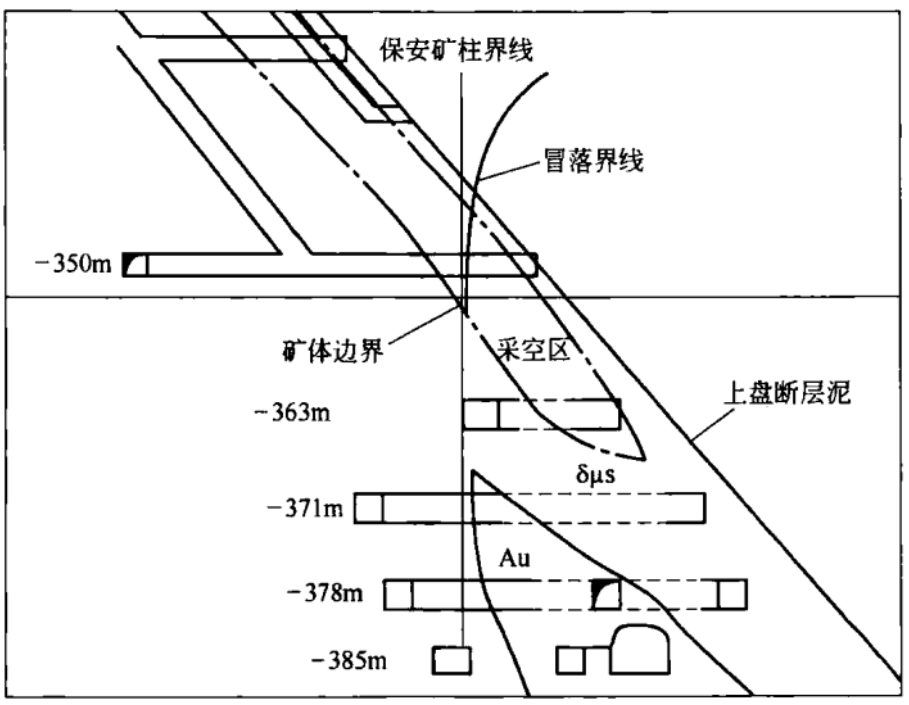
a



b



c



d

图 9-8　采空区冒落范围推测

a—536 线剖面图；b—537 线剖面图；c—538 线剖面图；d—539 线剖面图

在图9-8中位于－350m水平的监测巷道内，所设计的保安矿柱界线，与采空区实际塌落界线量测值对比见表9-3。

表9-3　保安矿柱设计界线与采空区实际塌落界线对比

监测巷道标号	与沿脉巷道左帮的距离/m	
	保安矿柱界线	采空区实际塌落线
536线监测巷道	28.03	29.5
537线监测巷道	30.28	30.70
538线监测巷道	29.00	29.70
539线监测巷道	31.16	31.50

由表9-3与图9-8可见，各监测巷道内采空区的冒落范围与保安矿柱界线接近，但均未越过保安矿柱界线。由此表明，本次研究中提出的临时保安矿柱的确定方法，在Ⅶ号矿体取得了实用效果；同时也表明，采空区的冒落过程，服从拱形冒落。

9.2.3　监测结果分析

现场监测结果表明：

（1）现场监测进一步证实，－350m水平以下空区产生的地压活动，在干式充填法出矿完毕以前，不会引起大规模的塌落，不会威胁到出矿。

（2）利用拱形冒落原理预测采空区塌落边界，实现了上中段干式充填法采场与下中段崩落法采场同时开采、无矿柱损失的安全与增产过渡。采空区塌落线的这一确定方法，得到了生产的实际认证。

（3）经过近两年的监测与分析，进一步查清了夏甸金矿岩体的冒落特性，证实了按拱形冒落理论留保安矿柱的可靠性。本书详细介绍采空区的冒落过程与冒落特点，并从中总结冒落的规律。

（4）Ⅶ号倾斜中厚矿体从－363m分段应用改进的采矿方

法以来，安全条件得到极大改善，生产能力得到大幅度提高，损失贫化得到较好的控制，矿山生产向“四低一高”（低损失、低贫化、低成本、低事故隐患与高生产能力）的高效开采目标迈进了一大步。由此表明，低贫损分段崩落法的试验研究是成功的。

参 考 文 献

[1] 张强. 超前切顶爆力运矿分段采矿法的实践[J]. 四川金属，1996，2：22～26.

[2] 李学锋，段希祥，李壮阔. 凡口铅锌矿深部倾斜中厚矿体采矿方法优化选择[J]. 昆明理工大学学报（理工版），2003，28（6）：1～2.

[3] 谢哲夫，周罗中. 倾斜多变难采矿体的盘区机械化高效采矿技术[J]. 黄金，2004，6：24～27.

[4] 唐礼忠，陈顺良，钟时猷. 倾斜矿体上向分层充填采场稳定性边界元分析[J]. 中南工业大学学报，1996，8：401～404.

[5] 张维滨. 岩金开采无底柱崩落采矿法的几个关键技术探讨[J]. 现代矿业，2010，5：18～22.

[6] 刘兴国. 放矿理论基础[M]. 北京：冶金工业出版社，1995.

[7] 乔登攀，李文增，张丹，任凤玉. 放矿理论研究现状存在问题及发展方向[J]. 中国矿业，2003，13（10）：19～24.

[8] Jerzy Litwiniszyn. Application of equation of stochastic processes to mechanics of loose bodies [J]. Arch. Mesh. Stos, 1956 (8): 393～411.

[9] 王泳嘉，吕爱钟. 放矿的随机介质理论[J]. 中国矿业，1993（2）：53～58.

[10] 任凤玉. 随机介质放矿理论及其应用[M]. 北京：冶金工业出版社，1994.

[11] David Jolley. Computer simulation of the movement of ore and waste in an undergroud mining pillar [J]. The Canadian Mining and Metal. Bulletin, 1968, 67: 854～859.

[12] 陶干强. 崩落矿岩流动规律及其应用研究[D]. 沈阳：东北大学，2003.

[13] 任凤玉. 放矿仿真模型进展及其在矿山的实际应用[J]. 有色矿冶，1995，6：5～8.

[14] 解世俊. 矿床地下开采理论与实践[M]. 北京：冶金工业出版社，1990.

[15] 陈清运，何玉早. 中小型矿山无底柱分段崩落法结构参数优化[J]. 金属矿山，2005，1：23～25.

[16] 任凤玉，刘兴国. 无底柱分段崩落法采场结构与放矿方式研究[J]. 中国矿业，1995，11：31～34.

[17] 董振民，范庆霞，金闯. 大间距集中化无底柱采矿新工艺研究[J]. 金属矿山，2004，3：1～4.

[18] 张国联，邱景平，宋守志. 小官庄铁矿生产矿块结构参数的试验分析[J]. 东北大学学报（自然科学版），2003，24（11）：1092～1095.

[19] Brunton I D, Fraser S J, Hodgkinson J H, Stewart P C. Parameters influencing full scale sublevel caving material recovery at the Ridgeway gold mine[J]. International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences, 2010, 47: 647～656.

[20] Ryzhkov Y A, Ermakova I A. Selection of stope shape in sublevel caving systems [J]. Journal of Mining Science, 596 ~ 600.

[21] 陶干强，刘振东，任凤玉，任青云．无底柱分段崩落法采场结构参数优化研究[J]．煤炭学报，2010，35（8）：1269 ~ 1272.

[22] 刘兴国，张志贵．无底柱分段崩落法不贫化放矿[J]．东北大学学报，1998，19（5）：448 ~ 451.

[23] 胡杏保，牛有奎．无底柱分段崩落法合理放矿方式探讨[J]．金属矿山，2004，2：8 ~ 10.

[24] 刘兴国，张国联．论无底柱分段崩落法放矿方式[J]．金属矿山，2004，2：5 ~ 6.

[25] 柳小波，姚江，孙豁然，等．无底柱分段崩落法放矿方式计算机模拟研究[J]．矿业研究与开发，2004，24（5）：18 ~ 20.

[26] 张志贵，刘兴国，孙德源，等．镜铁山铁矿低贫化放矿的初步实践[J]．金属矿山，1996，10：6 ~ 9.

[27] 胡杏保．低贫化放矿工艺现状及应用前景[J]．金属矿山，2002，1：16 ~ 18.

[28] 王述红．低贫损开采模式——降低无底柱分段崩落法矿石损贫的有效途径[J]．有色矿冶，1998，3：1 ~ 4.

[29] 单守智，任凤玉．矿岩软破缓倾斜中厚矿体采矿方法[J]．东北大学学报（自然科学版），1995，2：6 ~ 9.

[30] 单守智，任凤玉，霍俊发．玉石洼铁矿提高生产能力的主要技术措施[J]．化工矿山技术，1994，23（1）：19 ~ 21，24.

[31] 任凤玉，陶干强，李清望，等．西石门铁矿南区崩落卸载采矿法试验研究[J]．中国矿业，2002，12（1）：39 ~ 41.

[32] 郭金峰．我国地下矿山采矿方法的进展及发展趋势[J]．金属矿山，2000，2：4 ~ 5.

[33] 任天贵，宋卫东．地下难采铁矿体采矿方法问题的思考[J]．金属矿山，1994，12：17 ~ 21.

[34] 李昌宁．矿石回收率与贫化率关系的实验研究[J]．化工矿物与加工，2002，7：20 ~ 23.

[35] 辛洪波．冶金矿山难采矿体采矿技术[M]．北京：冶金工业出版社，1994.

[36] Wittke W, Pierau B. Foudations for the design and construction of tunnel in swelling rock [C] //Proceeding of the 4th International Congress on Rock Mechanics. Montreux: AI ME, 1979: 216 ~ 219.

[37] 东北大学，邯邢冶金矿山管理局，西石门铁矿．西石门铁矿中区空区监控与采矿方法改进研究鉴定资料[R]. 1999.

[38] 熊国华，赵怀遥．无底柱分段崩落法[M]．北京：冶金工业出版社，1988.

[39] 史艳辉. 夏甸金矿地压活动规律与控制方法研究[D]. 沈阳：东北大学，2004.
[40] 乔登攀. 放矿理论研究与应用[M]. 昆明：云南科技出版社，2006.
[41] 周宗红. 夏甸金矿倾斜中厚矿体低贫损分段崩落法研究[D]. 沈阳：东北大学，2006.
[42] 陈尚文. 矿床开采中矿石的损失与贫化[M]. 北京：冶金工业出版社，1988，7：51～52.
[43] 夏甸金矿，东北大学. 夏甸金矿深部厚矿体低贫损分段崩落采矿方法研究技术总结报告[R]. 2005.
[44] 王慧，从培章. 夏甸金矿床控矿规律及找矿效果[J]. 黄金科学技术，2002，10(5)：21～25.
[45] 崔学奇，栾兴凤，王培福，等. 夏甸金矿浮选工艺流程技术改造生产实践[J]. 黄金，2001，9：34～36.
[46] 冶金部长沙矿山研究院等编. 充填采矿法[M]. 北京：冶金工业出版社，1978.
[47] 欧湘萍，白楷，朱云升，等. 基于FLAC-3D的强度折减法边坡稳定性分析[J]. 武汉理工大学学报，2009，31（9）：59～61.
[48] 夏敏，任光明，郭亚莎，等. 地震诱发滑坡复活机制的FLAC^{3D}数值模拟分析[J]. 工程地质学报，2010，18（3）：305～311.
[49] 李文秀，王山山，刘琳，等. 官庄铁矿深埋破碎矿体开采岩体变形测试分析[J]. 岩石力学与工程学报，2010，29（4）：681～688.
[50] 张玉军. 基于固流耦合理论的覆岩破坏特征及涌水量预计的数值模拟[J]. 煤炭学报，2009，34（5）：610～613.
[51] 刘科伟，李夕兵，宫凤强，等. 基于CALS及Surpac-FLAC^{3D}耦合技术的复杂空区稳定性分析[J]. 岩石力学与工程学报，2008，27（9）：1924～1931.
[52] 党建印，郑建明，孙豁然. FLAC在东坪金矿空区处理中的应用[J]. 有色矿冶，2001，12：5～8.
[53] 林韵梅. 地压讲座[M]. 北京：煤炭工业出版社，1981.
[54] 刘宝琛. 矿山岩体力学概论[M]. 长沙：湖南科学技术出版社，1982.
[55] 郑永学. 矿山岩体力学[M]. 北京：冶金工业出版社，1988.
[56] 来兴平. 大尺度采空区失稳及衍生灾害监测与预报研究[M]. 西安：西安地图出版社，2004.
[57] 钱鸣高，石平五. 矿山压力与岩层控制[M]. 徐州：中国矿业大学出版社，2003.
[58] 解世俊. 金属矿床地下开采[M]. 北京：冶金工业出版社，1984.
[59] 肖雄，余佑林. 扇形中深孔采矿中凿岩爆破参数的试验确定及其应用[J]. 中国钼业，2002，2：11～14.
[60] 任凤玉，王文杰，韩智勇. 无底柱分段崩落法扇形炮孔爆破机理研究与应用

[J]. 东北大学学报（自然科学版），2006，27（11）：1267～1270.
[61] Sanchidrian J A, Segarra P, Lopez L M. A practical procedure for the measurement of fragmentation by blasting by image analysis [J]. Rock Mechanics and Rock Engineering, 2005, 11.
[62] Basheev G V, Efremov A M, Chemikov A G. Parameter calculation for efficient allocation of charge in boreholl during bench blasting of rock [J]. Journal of Mining Science, 2003, 11: 565～572.
[63] Etkin M B, Azarkóvich A E. Determinational of optimal blast parameter for construction of Blast-created Rock-fill Dams [J]. Power Technology and Engineering, 2001, 8: 421～427.
[64] 张国建，郭连军，周百川．无底柱分段崩落法崩落矿石形态及其影响研究[J]. 中国矿业，1997，5：27～31.
[65] 秦绍兵，秦绍红．井下中深孔爆破模型试验的相似性研究[J]. 工程爆破，2001，6：10～11.
[66] 马建军，黄宝，江兵，等．地下深孔爆破模拟相似律与模型制作[J]. 中国矿业，2001，10（4）：38～41.
[67] 王文杰．北铭河铁矿中深孔爆破效果试验研究 [D]. 沈阳：东北大学，2003.
[68] 张良学．改善地下中深孔爆破效果的途径[J]. 有色矿山，1997，6：25～26.
[69] 朱殿柱，叶义成．论井下中深孔爆破反向起爆的优越性[J]. 国外金属矿山，2000，4：22～24.
[70] 连民杰．孔底起爆和孔间微差联合爆破技术的应用[J]. 金属矿山，1998，4：8～9，47.
[71] 陈寿如，李文兵，徐国元．自制孔底起爆药包的研究[J]. 中国矿业，1995，3：36～39.
[72] 薛廷河，宋锦泉，惠鸿武．孔底起爆系统在深部铜矿的应用[J]. 工程爆破，2001，12：72～73.
[73] 四川水泥研究所．微差挤压爆破[M]. 北京：中国建筑工业出版社，1978.
[74] 钮强．岩石爆破机理[M]. 沈阳：东北工学院出版社，1990.
[75] 彭担任，王文杰，陈广会，等．微差控制爆破的作用机理与使用效果[J]. 煤，1996，5（1）：25～26.
[76] 王文杰．中厚倾斜矿体卸压开采理论及其在谦比西（Chambishi）铜矿的应用 [D]. 沈阳：东北大学，2006.